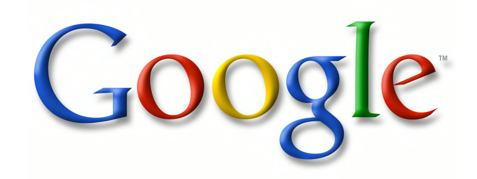
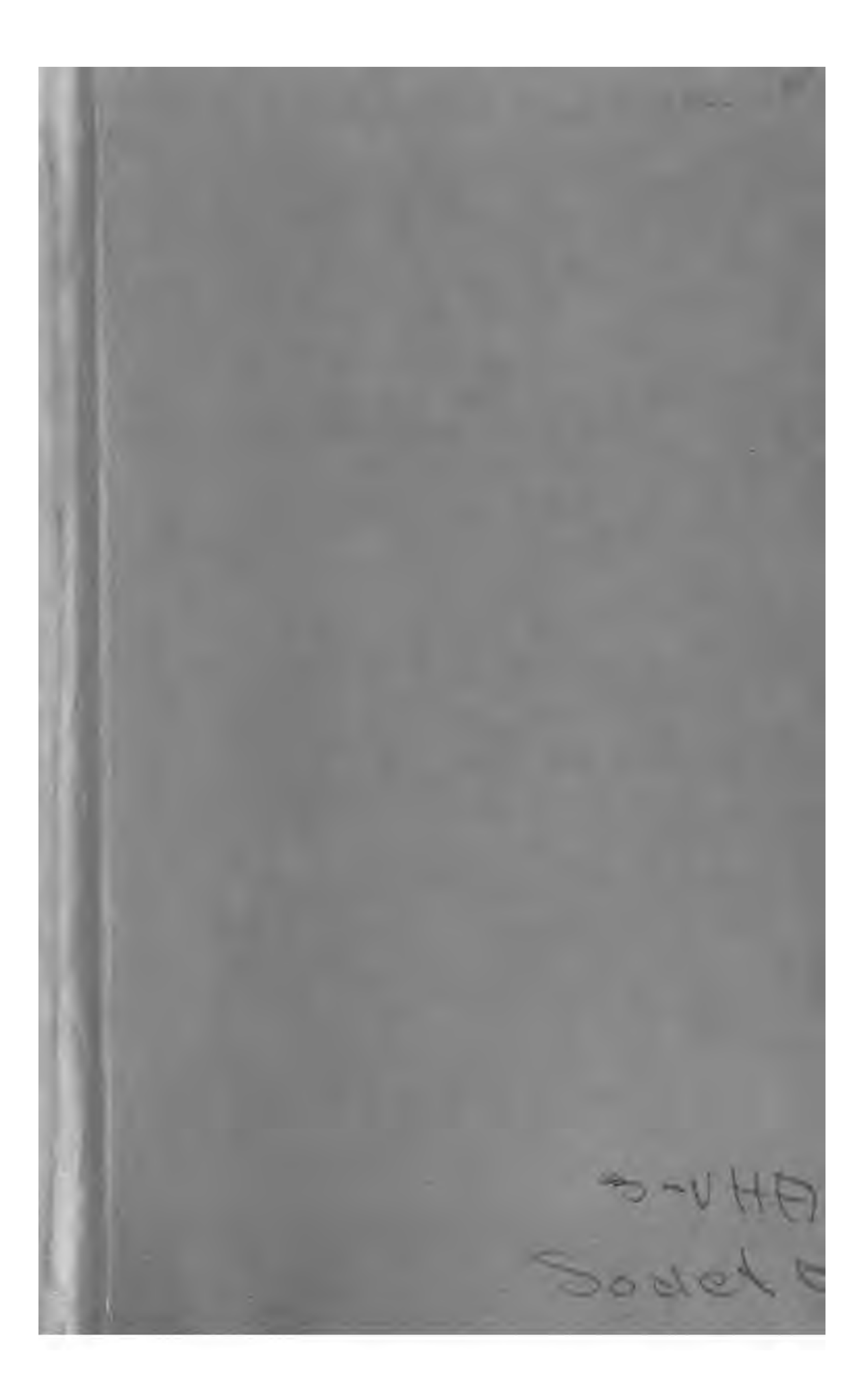






BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

CONGRÈS INTERNATIONAL

DES MINES ET DE LA MÉTALLURGIE

RAPPORTS

PRÉSENTÉS

SUR LA DEMANDE DE LA COMMISSION D'ORGANISATION

SAINT-ÉTIENNE
SOCIÉTÉ DE L'IMPRIMERIE THÉOLIER — J. THOMAS & Cie
12, Rue Gerentet, 12

1900

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

MINES

I — EMPLOI DES EXPLOSIFS

EMPLOI DES EXPLOSIFS « DE SURETÉ »
DANS LES
MINES DE COMBUSTIBLES FRANÇAISES

Par M. DELAFOND, inspecteur général des mines.

Préliminaires. — En 1887, l'Administration des Travaux publics, justement émue des nombreux accidents causés par les explosions de grisou, avait constitué, sous la présidence de M. l'Inspecteur général Haton de la Goupillière, une Commission spéciale, qui devait étudier l'emploi des explosifs en présence des atmosphères plus ou moins grisouteuses.

Les très remarquables travaux de cette Commission, auxquels MM. Mallard et Le Chatelier avaient pris une part prépondérante, furent publiés par Mallard, en 1888, dans les *Annales des Mines ;* ils furent ensuite résumés dans un Rapport de la Commission, en date du 16 novembre 1888, et dans la Circulaire ministérielle du 19 novembre 1888.

Ces documents mettaient principalement en relief les points suivants :

La poudre noire ne saurait être employée sans danger dans les milieux grisouteux ; l'adjonction des

cartouches à eau, même les plus perfectionnées, ne fait pas disparaître les causes de danger.

Les explosifs détonants peuvent seuls donner une sécurité relative. La dynamite ordinaire, c'est-à-dire la nitroglycérine avec un absorbant siliceux, ne présentera qu'un faible danger, si elle est fortement tassée au fond d'un trou de mine, et soigneusement bourrée sur une grande hauteur, de façon à produire le maximum d'effet dynamique. Mais comme cette dernière condition ne peut être réalisée avec certitude, il convient d'avoir recours à d'autres explosifs.

On arrivera, sinon à une sécurité absolue — qu'on ne doit jamais espérer atteindre avec les explosifs — du moins à une sécurité plus satisfaisante qu'avec la dynamite, en ayant recours à des mélanges appropriés d'azotate d'ammoniaque soit avec de la dynamite, soit avec la naphtaline nitrée, la benzine nitrée, le coton nitré, etc.

Toutefois la sécurité exige, d'une part, de ne pas accroître au delà d'une certaine limite la charge d'explosif, le danger croissant avec la grandeur de cette dernière, d'autre part, de s'assurer de l'absence du grisou avant de tirer le coup de mine.

Enfin la circulaire ministérielle insistait sur les dangers inhérents aux mèches de sûreté le plus généralement employées, et sur l'utilité qu'il y aurait à recourir à un autre mode d'allumage.

Le 1er août 1890, une seconde circulaire rendait obligatoire dans les mines grisouteuses l'usage des nouveaux explosifs. Ces derniers devaient, pour être admis dans les travaux, satisfaire aux conditions suivantes :

Les produits de la détonation ne devaient renfermer aucun élément combustible, tels que hydrogène, oxyde de carbone, carbone solide, etc.

Les températures de détonation des explosifs ne

devaient pas dépasser 1500° dans les travaux en couche, et 1900° dans les travaux au rocher.

La même circulaire prescrivait également l'usage de ces explosifs dans les mines poussiéreuses, dont les poussières sont inflammables. Il avait été constaté expérimentalement, en effet, que les explosifs susceptibles d'enflammer le grisou allumaient également certaines poussières de houille.

A la suite de la circulaire du 1er août 1890, des arrêtés préfectoraux rendirent obligatoires les nouveaux explosifs dans toutes les mines à grisou ou à poussières inflammables.

Il s'est ainsi écoulé neuf ans au moins depuis l'adoption de cette mesure, et il est intéressant de chercher à apprécier quels en ont été les résultats.

Nous examinerons donc successivement, mais brièvement, dans la présente note, les points suivants :

Nature des explosifs employés, quantités;
Résultats au point de vue économique;
Résultats au point de vue de la sécurité;
Recherches récentes sur les explosifs.

Nature des explosifs de sûreté employés dans les mines. Quantités. — Des indications détaillées ont été déjà fournies sur cette question dans un mémoire de M. l'Inspecteur général Aguillon, inséré tout récemment aux *Annales des Mines* (1). J'aurai donc à faire à ce mémoire de nombreux emprunts.

Les seuls explosifs dits « de sûreté » employés en France sont : les *grisoutines*, les *grisounites* et le *coton octonitrique*.

Les *grisoutines* sont essentiellement constituées par un mélange d'azotate d'ammoniaque et de nitroglycérine.

La *grisoutine* employée pour les travaux en couches comprend deux variétés.

(1) 12e livraison de 1899.

La première variété renferme :

Azotate d'ammoniaque............	88,00
Nitroglycérine....................	11,76
Coton azotique..	0,24
Température de détonation........	1440°

La deuxième variété renferme :

Azotate d'ammoniaque............	87,00
Nitroglycérine....................	12,00
Cellulose nitrée..................	1,00
Température de détonation.........	1450°

La grisoutine roche comprend également deux variétés.

La première variété renferme :

Azotate d'ammoniaque	70,00
Nitroglycérine..	29,10
Coton azotique....................	0,90
Température de détonation.........	1840°

La deuxième variété contient :

Azotate d'ammoniaque.............	89,00
Nitroglycérine.....	30,00
Cellulose nitrée..................	1,00
Température de détonation.........	1860°

Les *grisounites*, qui appartiennent à la série des poudres Favier, consistent en un mélange d'azotate d'ammoniaque avec de la binitronaphtaline ou de la trinitronaphtaline.

L'explosif employé dans les travaux en couche renferme :

Azotate d'ammoniaque..........	95,5
Trinitronaphtaline	4,5
Température de détonation..............	1486°

Pour les travaux au rocher la composition est :

Azotate d'ammoniaque....................	91,5
Binitronaphtaline........................	8,5
Température de détonation...............	1890°

Le coton octonitrique est un mélange de coton octonitrique et d'azotate d'ammoniaque.

Il contient :

Explosif n° 1 :

Azotate d'ammoniaque....................	90,50
Coton octonitrique........................	9,50
Température de détonation...............	1500°

Explosif n° 2 :

Azotate d'ammoniaque....................	80,0
Coton octonitrique	20,0
Température de détonation...............	1880°

La quantité totale de ces divers explosifs, qui est consommée annuellement, est fort importante. Le tableau suivant fournit les renseignements statistiques relatifs à l'année 1897, tels qu'ils résultent d'une enquête administrative faite en 1898. Ces documents ne sont assurément pas bien récents, mais d'une part il eût fallu d'assez longs délais pour procéder à une nouvelle enquête, d'autre part il est vraisemblable que la situation actuelle diffère peu, sous le rapport des explosifs, de ce qu'elle était en 1897.

	COTON OCTONITRIQUE	GRISOUTINE	GRISOUNITE
Quantités consommées en 1897	10.000k	378.000k	108.000k

Le coton octonitrique est peu employé, ce sont les autres explosifs, principalement les grisoutines, qui ont la faveur des exploitants. Les grisoutines et les grisounites semblent rendre sensiblement les mêmes services ; la grisoutine est appréciée dans certaines houillères, à cause des facilités qu'elle offre pour le transport et l'emmagasinage. L'établissement des dépôts pour les explosifs contenant de la nitroglycérine constitue en effet, pour les exploitants, quelques difficultés, qu'on évite avec la grisounite.

En tous cas, la statistique précédente montre que l'emploi des explosifs de sûreté est maintenant largement entré dans la pratique. La consommation totale annuelle est d'environ 400.000 kilos, ce qui, en admettant une charge moyenne de 200 grammes par coup de mine (1), représente deux millions de coups de mine annuellement tirés.

La nouvelle réglementation relative à l'emploi des explosifs de sûreté étant entrée partout en vigueur à la fin de 1891, on peut dire que de 1892 jusqu'à la fin de 1899, il a dû être tiré environ seize millions de coups de mine.

Les explosifs de sûreté ont donc subi l'épreuve d'une longue expérience, et il semble qu'il est maintenant permis de formuler à leur égard des conclusions suffisamment motivées.

Résultats au point de vue économique. — L'introduction, dans la pratique courante de l'exploitation des

---

(1) Dans Saône-et-Loire, en 1897, la charge moyenne des coups de mine a été de 163 grammes, on doit admettre que dans les houillères où les couches sont minces et où il faut procéder au sautage des murs, la charge moyenne est plus forte; le chiffre de 200 grammes nous paraît donc pouvoir être admis.

mines, des nouveaux explosifs, n'a entraîné, même au début, aucune difficulté sérieuse. Il convient d'ajouter d'ailleurs que les exploitants ont fait preuve, à cette occasion, d'une très grande bonne volonté, et que tous ont compris quel intérêt capital il y avait à améliorer les conditions de sécurité des travaux souterrains.

La suppression de la poudre noire n'a entraîné, en fait, qu'une augmentation de dépenses généralement insignifiante.

Dans le bassin de la Loire on a fait, à cet égard, les constatations suivantes :

Dépense d'explosifs par tonne de houille extraite :

Actuellement	0 1063
Avant 1890	0 0987
Augmentation	0 0076

La différence est donc extrêmement faible.

On a bien signalé dans quelques mines, notamment au début, que le charbon était plus brisé avec les nouveaux explosifs qu'avec la poudre noire, mais les ouvriers ont sans doute acquis plus d'habileté et plus d'expérience dans le maniement de ces explosifs, car aujourd'hui ces plaintes ont à peu près disparu.

Toutefois, il a été présenté dans divers bassins houillers des observations visant la difficulté d'allumage des explosifs ; on est assez d'accord pour désirer un accroissement de la sensibilité à la détonation de ces explosifs. Des recherches dans ce sens paraissent donc bien justifiées ; elles sont d'ailleurs en cours d'exécution sous l'habile direction des ingénieurs des Poudres et Salpêtres.

Résultats au point de vue de la sécurité. — Les résultats au point de vue de la sécurité ont été satis-

faisants. Il n'y a qu'un seul cas où les explosifs de sûreté aient peut-être enflammé le grisou, c'est aux mines de Blanzy, en septembre 1896. Au puits Saint-François de ces houillères, dans une galerie de traçage au charbon dégageant du grisou assez abondamment, deux coups de mine, chargés chacun de 250 grammes de grisounite, avaient été préparés à $1^m,30$ environ de distance de la couronne. L'explosion des deux coups, provoquée par une mèche de sûreté, eut lieu à une ou deux minutes d'intervalle ; le premier coup ne donna lieu à aucune particularité, mais le second fut accompagné d'une chasse d'air qui se fit sentir à 500 mètres de distance. Les ouvriers ne mirent pas en doute qu'ils avaient eu affaire à une inflammation de grisou, dont le dégagement avait été provoqué par le premier coup de mine.

La mèche ne devrait pas être incriminée s'il est exact, comme l'ont déclaré les ouvriers, que l'inflammation du grisou se soit produite lors de l'explosion du deuxième coup de mine ; les deux mèches devaient alors avoir fini de brûler.

Y a-t-il eu une production de flammes due à la combustion du papier qui constitue l'enveloppe des cartouches ?

Ou bien y a-t-il eu, ainsi que le fait a été parfois constaté, une détonation incomplète de l'explosif, suivie de l'inflammation du surplus de ce dernier qui était resté dans le forage, cette inflammation ayant alors provoqué l'explosion du grisou ?

Ces deux hypothèses ne sont pas invraisemblables.

Depuis longtemps, M. Le Châtelier a signalé les inconvénients que pouvaient présenter les enveloppes en papier qui recouvrent les cartouches, et a montré l'intérêt qu'il y aurait à avoir des enveloppes métalliques.

D'autre part, on ne saurait méconnaître que la combustion de cartouches dans un trou de mine ne soit une grave cause de danger. Or, pareil fait paraît s'être produit dans trois mines différentes ; à Blanzy, à Lalle et à la Grand'Combe, on a observé des cartouches brûlant avec flammes, lorsqu'on est revenu au chantier après le tirage des coups.

A Blanzy et à la Grand'Combe l'explosif employé était de la grisounite, et à Lalle c'était de la grisoutine.

M. Sarrau a d'ailleurs établi expérimentalement que si cette combustion de l'explosif était d'une réalisation difficile, elle pouvait cependant se produire dans des conditions spéciales (cartouches de grisounite placées dans un trou de leur hauteur et de leur diamètre, pratiqué dans de la terre grasse, et détonateurs à charge de fulminate réduite).

Sans doute, il est permis de penser que lorsque des explosifs ne donnent lieu, après le tirage de seize millions de coups de mine, qu'à des incidents aussi peu nombreux et peut-être même aussi incertains que ceux signalés ci-dessus, on est autorisé à leur attribuer un haut degré de sécurité.

Cependant, vu le danger exceptionnel que présente le grisou, il y a lieu de retenir la question, et d'appeler sur elle toute l'attention des exploitants. Il sera donc utile de chercher à supprimer les enveloppes en papier qui entourent les cartouches.

Il sera également utile que tous faits visant l'inflammation du grisou ou la combustion de cartouches soient signalés à l'Administration et soumis à une enquête sérieuse, de telle sorte qu'on soit fixé sur la réalité des dangers et qu'on cherche les moyens d'y remédier.

Sous cette réserve, qu'il peut y avoir encore de nouvelles améliorations à réaliser, on peut dire que la réglementation de 1890, qui n'a été, en fait, réalisée complètement que dans le courant de l'année 1891, a donné d'excellents résultats; elle a, en effet, correspondu avec une diminution exceptionnelle des accidents mortels dus au grisou.

Le nombre total des accidents, dans la période de 8 années s'étendant de 1892 à 1899, a été seulement en effet, au total, de 55, se répartissant comme il suit :

ANNÉES	NOMBRE D'ACCIDENTS	TUÉS	BLESSÉS
1892	4	»	4
1893	2	»	2
1894	5	»	8
1895	10	6	12
1896	7	7	4
1897	9	6	9
1898	13	»	19
1899	5	1	5
TOTAUX	55	20	63

Les causes auxquelles sont dus ces accidents sont, approximativement, les suivantes :

			ACCIDENTS	TUÉS	BLESSÉS
Inflammation du grisou	Coups de mine	Explosifs..	»	»	»
		Mèches....	7	3	7
	Lampes à feu nu.		31	6	40
	Lampes de sûreté ouvertes ou défectueuses.....		12	4	15
	Diverses ou inconnues		3	2	1
Asphyxie..................			5	5	»
TOTAUX...........			58	20	63

L'examen de ce tableau montre que durant ces huit dernières années il n'y a eu, ainsi qu'il a déjà été dit, aucun accident provoqué par les explosifs eux-mêmes, tandis que les mèches ont causé cinq accidents. Il y avait donc à faire encore un nouveau pas dans la voie de la sécurité, en supprimant cette cause de danger et en prohibant tout mode d'allumage susceptible de donner lieu à des projections de flammes. C'est ce qui a été fait, comme il sera dit plus loin, par une circulaire ministérielle récente.

Il reste à montrer, pour justifier les affirmations énoncées ci-dessus, combien a été grande l'amélioration réalisée durant les vingt dernières années dans la sécurité des mines grisouteuses. Le tableau ci-dessous fournit à cet égard des chiffres particulièrement intéressants.

Années	Nombres d'entrées pour 10.000 ouvriers.
1880	1,4
1881	2,1
1882	1,1
1883	3,4
1884	2,0
1885	4,1
1886	2,3
1887	8,2
1888	5,3
1889	20,3
1890	9.6
1891	4,9
1892	»
1893	»
1894	»
1895	0,4
1896	0,5
1897	0,4
1898	»
1899	0.1

Ce tableau montre que, dans les huit dernières années, la situation est devenue tout à fait exceptionnelle. Il est possible qu'il y ait eu, durant cette période, un heureux effet du hasard, mais sans être optimiste, on peut cependant croire que les améliorations apportées dans les conditions de l'exploitation ont été le principal facteur. Les améliorations ont sans doute été multiples ; on a presque partout réalisé un excellent aérage qui devra rester toujours le principal objectif ; on a perfectionné les lampes de sûreté, mais il paraît équitable de faire également entrer en ligne de compte, et pour une bonne part, la suppression de la poudre noire ou de la dynamite.

Recherches récentes sur les explosifs. — Cette question des recherches récemment effectuées en France et à l'Etranger a été traitée très complètement par M. l'Ingénieur en chef Chesneau, dans un mémoire publié aux *Annales des Mines* (3e livraison, 1899); je me bornerai donc à résumer brièvement ce mémoire.

Les expériences effectuées en France, aux mines de Liévin, par M. Simon, ont montré que tous les explosifs de sûreté détonant sans bourrage ont, avec des charges peu supérieures à 100 grammes, allumé des mélanges d'air et de grisou. Un faible bourrage (5 centimètres seulement de sable) a suffi pour rendre inoffensive l'explosion de 240 grammes de grisounite.

En Belgique, où on a adopté les explosifs de sûreté, on admet également que la sécurité disparaît lorsque la charge dépasse certaines limites. On estime qu'il conviendrait de recourir à des expériences, à l'effet de déterminer les charges qu'il ne faudrait pas dépasser dans la pratique.

En Angleterre, on s'est borné à dire que les explosifs de sûreté enflamment plus difficilement le grisou que la poudre noire, mais qu'ils ne peuvent cependant pas être considérés comme offrant une sécurité complète, et se basant sur cette théorie d'une incontestable commodité, les exploitants anglais en arrivent à employer presque tous les explosifs.

En Autriche, les expériences faites ont confirmé les conclusions de la Commission française ; on a constaté que certains explosifs, à faible température de détonation, n'enflammaient pas les mélanges grisouteux, bien que la détonation eût lieu à l'air libre et que la charge dépassât 500 grammes. Les travaux autrichiens ont eu toutefois pour résultat d'accroître le nombre des explosifs de sûreté.

En Allemagne, de nombreuses expériences ont été poursuivies sur des explosifs de composition très variée. On a constaté, là aussi, que tous les explosifs détonant sans bourrage étaient susceptibles, avec certaines charges, d'enflammer le grisou ou les poussières. On a même observé, ce qui est un fait assurément intéressant, que l'état physique de certains explosifs (pulvérulents ou grenus) exerçait une grande influence sur leur degré de sécurité. On s'est même principalement appuyé sur ce dernier fait pour contester l'influence de la température de détonation, et on s'est efforcé de trouver une nouvelle formule permettant de classer les explosifs par degré de sécurité. On a pensé que le pouvoir brisant était de nature à fournir à cet égard des indications suffisamment précises; la sécurité serait d'autant moindre que le pouvoir brisant serait plus élevé. Cette conclusion a été toutefois contestée de divers côtés.

Modifications récentes dans la réglementation. — En somme, les travaux effectués depuis 1888, tant en France qu'à l'Etranger, n'ont guère fait que confirmer ceux de MM. Mallard et Le Chatelier, et n'ont apporté qu'un petit nombre de faits nouveaux d'une réelle importance. Il reste établi que certains explosifs présentent une sécurité beaucoup plus grande que ceux autrefois employés et qu'ils doivent être, à ce titre, exclusivement employés dans les mines grisouteuses. Il reste également établi qu'aucun explosif ne présente, comme l'avaient déjà énoncé MM. Mallard et Le Chatelier, une sécurité absolue, et qu'il est nécessaire de limiter les charges. Malheureusement, aucune indication tant soit peu précise n'a été obtenue sur ce côté cependant si important du problème. M. Chesneau fait d'ailleurs observer, avec raison, que la question est

d'une solution difficile ; les résultats semblent en effet varier non seulement avec le mode de fabrication de l'explosif, mais encore avec les circonstances de la détonation ; ils diffèrent suivant que cette dernière se produit à l'air libre ou dans un mortier, suivant que le volume du mélange explosif est plus ou moins grand.

Ce n'est cependant pas, semble-t-il, une raison pour désespérer de la solution du problème, et il est vivement à désirer que des recherches ultérieures fournissent à cet égard les indications vivement réclamées par les praticiens.

Enfin il reste encore établi qu'un explosif sera d'autant moins dangereux qu'il pourra développer, en détonant, un plus grand effet utile ; il est donc essentiel d'avoir recours à un bourrage soigné, et de prendre les mesures nécessaires en vue d'éviter les débourrages.

En somme, il faut le reconnaître, les progrès réalisés depuis dix ans dans nos connaissances sur l'emploi des explosifs de sûreté sont assez peu importants. Aussi, lorsque le 8 décembre 1899, une nouvelle circulaire intervint en vue d'introduire dans les réglementations antérieures les mesures complémentaires reconnues utiles, on dut se borner presque exclusivement à limiter les charges d'explosifs et à accroître la hauteur du bourrage.

La charge totale d'un coup de mine ne doit pas, à moins d'autorisation spéciale, dépasser 1 kilogramme ; la hauteur du bourrage au moins égale à $0^m,20$ pour les premiers 100 grammes, est accrue de 5 centimètres pour chaque centaine de grammes ajoutée.

Toutefois la circulaire précitée insiste plus spécialement qu'on ne l'avait fait antérieurement, sur les dangers que présente l'allumage des mèches ; elle prescrit de ne faire usage que de procédés supprimant toute

projection de flammèches, tels qu'électricité, amorces de friction, etc.

Résumé et conclusion. — En résumé, on peut dire qu'un très grand pas a été fait dans la voie de la sécurité à la suite des études et découvertes de la Commission française. Il y a eu là un progrès considérable réalisé, et il n'est peut-être pas exagéré de dire, comme l'ont déjà fait quelques ingénieurs, que les nouveaux explosifs constituent par rapport à la poudre noire un progrès presque comparable à celui réalisé par les lampes de sûreté par rapport aux lampes à feu nu.

C'est avec une satisfaction bien légitime qu'il est permis de constater que c'est surtout à des savants français, MM. Mallard et Le Chatelier, que l'art des mines est redevable de ces importants résultats ; et il me paraît juste de rendre à cette occasion un hommage bien mérité à la mémoire de l'Ingénieur général Mallard, si prématurément enlevé à la science au moment où il jouissait de la plénitude de ses facultés et semblait appelé à étendre encore le champ de ses découvertes.

Il est équitable également de rappeler que c'est aussi un Français, le commandant du génie Favier, qui a le premier préconisé les explosifs à base d'azotate d'ammoniaque, qui jouent aujourd'hui un rôle si considérable dans l'industrie des Mines.

RAPPORT

SUR

L'ÉTABLISSEMENT DES DYNAMITIÈRES

Par H. LE CHATELIER, ingénieur en chef des mines.

Les conditions d'établissement des dynamitières ont été en France, dans ces dernières années, l'objet d'études très suivies. Un exposé sommaire des résultats obtenus ne sera peut-être pas sans intérêt pour les membres du Congrès des Mines.

Ces recherches, entreprises sur la demande de la Commission du grisou, ont été effectuées par la Compagnie des Houillères de Blanzy, sous la direction de la Commission des substances explosives. C'est à la libérale et intelligente initiative de M. de Gournay, gérant de la Compagnie des mines de Blanzy, que doit être reportée une part importante du succès des études faites.

L'attention de l'Administration des mines avait été attirée sur cette question par un concours de circonstances assez variées. Les exploitants de mines demandaient depuis longtemps l'autorisation d'avoir des dépôts souterrains pour éviter l'inconvénient du transport continuel des explosifs entre les magasins superficiels et les travaux, en même temps que le danger de la congélation de la dynamite pendant les transports en hiver. D'autre part, la réglementation très sévère que la législation française impose pour les magasins d'explosifs

rendait impossible leur établissement dans des conditions régulières au voisinage des centres industriels. Et comme il est beaucoup plus facile de violer une loi que d'en obtenir le changement, on fermait les yeux sur des abus souvent très graves. Enfin, une terreur irréfléchie des anarchistes avait provoqué des demandes de suppression de toute espèce de dépôts d'explosifs.

Sous ces influences multiples, la Commission du grisou fut invitée par l'Administration à étudier la possibilité d'installer dans les mines mêmes les magasins d'explosifs. Cette solution donnait satisfaction aux différents *desiderata* formulés, mais le danger nouveau créé ainsi pour les ouvriers mineurs n'était-il pas hors de proportion avec les avantages réalisés d'autre part ? Deux courants d'idées contraires se manifestèrent immédiatement et la même division se retrouva ensuite au sein de la Commission des substances explosives. Si l'accord au sujet des dangers créés par l'installation, sans précautions spéciales, de grandes dynamitières souterraines fut unanime, il n'en fut pas de même au sujet de la possibilité d'annuler ces dangers par des dispositions convenables. Quelques membres des deux Commissions estimèrent qu'il fallait *a priori* rejeter tout dispositif dont la sécurité serait liée à certaines précautions qu'il était possible, par négligence ou par ignorance, de laisser de côté. On ne devait accepter la possibilité, quelque faible qu'elle soit, de l'explosion dans une mine de plusieurs centaines de kilos de dynamite dont les effets seraient plus terribles que ceux des plus violentes explosions de grisou. C'est la thèse que j'ai soutenue, je crois devoir en prévenir le lecteur, pour le cas où je me laisserais aller à une partialité non justifiée à l'égard de certaines des solutions proposées.

Après quelques hésitations, la Commission du grisou reconnut qu'elle n'avait pas d'éléments d'appréciation

suffisants pour formuler un avis et émit le vœu que des études expérimentales fussent entreprises par la Commission des substances explosives.

Mallard fut chargé de rédiger un rapport précisant l'état actuel de la question et indiquant l'objet des recherches demandées. Le rapport transmis à la Commission des substances explosives par les autorités compétentes fut le point de départ des recherches entreprises ; il peut être utile d'en résumer ici les principaux passages.

Les dangers résultant d'une explosion souterraine peuvent être de nature très variée : soulèvement des terrains supérieurs jusqu'à la surface du sol, écrasement des galeries latérales trop rapprochées, transmission par le sol d'ondes d'ébranlement analogues à celles d'un tremblement de terre, transmission d'ondes gazeuses qui pourraient se propager très loin dans les galeries avant de s'amortir.

Sur les deux premiers points, les expériences de la guerre de mines faites par le génie militaire donnent des indications très précises. Les conditions nécessaires pour éviter tout danger de transmission des pressions par le sol pourront toujours facilement être réalisées dans les mines.

Le danger de transmission des ondes d'ébranlement par le sol, semble *a priori* pouvoir être grandement atténué par une diminution de la densité de chargement; en laissant dans les magasins un grand espace vide autour des caisses on réduit d'une façon considérable la pression initiale et par suite aussi le choc produit par l'explosion contre les parois solides.

Mais les dangers résultant de l'onde condensée lancée dans les galeries semblent beaucoup plus graves, et c'est sur ce point qu'était tout particulièrement appelée l'attention de la Commission des substances explosives. Le rapport de Mallard concluait en demandant une

étude des *dispositions les plus efficaces à adopter pour arrêter l'envahissement de la mine par les gaz délétères, en cas d'explosion, et la propagation de l'onde condensée.*

Comme il arrive toujours au cours de recherches expérimentales, le programme initialement adopté fut progressivement modifié au fur et à mesure de l'avancement des études et considérablement étendu. Les résultats obtenus conduisirent à formuler des règles de sécurité pour l'établissement de dépôts d'explosifs dans les conditions les plus variées.

1° *Grands dépôts souterrains.* — Emploi d'un tampon obturateur faisant soupape et fermant instantanément la dynamitière en cas d'explosion, sans laisser sortir une quantité notable de gaz.

2° *Petits dépôts souterrains.* — Isolement des caisses dans des logements maçonnés disposés de façon à ce que l'explosion de l'une d'entre elles ne puisse se transmettre aux autres.

3° *Dépôts superficiels.* — Couverture avec une épaisseur relativement faible de terre qui suffit pour annuler tous les effets de l'onde gazeuse, sans donner cependant des projections solides à grande distance.

Grands dépôts souterrains.

Les expériences poursuivies sous la direction de M. Vieille avec le concours de M. Biju-Duval, ingénieur à la poudrerie de Sevran-Livry, durèrent trois années, de 1894 à 1896. Commencées au laboratoire des poudres et salpêtres, elles furent continuées au polygone de la poudrerie de Sevran et achevées aux houillères de Blanzy. Les résultats en

furent consignés dans deux rapports de M. Vieille ; le premier en date du 10 octobre 1895, le second en date du 9 avril 1896. Nous emprunterons à ces deux rapports, en les citant par extraits, les résultats obtenus.

« Dès les premières discussions, la Commission est « arrivée à la conclusion que les dynamitières souter- « raines ne pouvaient être établies dans des conditions « de sécurité acceptables, qu'à la condition qu'un dispo- « sitif d'obturation, susceptible de fonctionner automa- « tiquement en cas d'explosion, pût être établi sans « complication excessive.

« La nécessité d'un fonctionnement automatique « résulte du fait que l'explosion d'une dynamitière ne « paraît admissible que par suite de chocs ou d'inflam- « mations résultant de manipulations intérieures ; dans « ces conditions il est évident que c'est pendant que la « dynamitière est ouverte et en communication avec le « reste de la mine que les dispositifs d'obturation « doivent être efficaces, et la Commission a pensé que « tout procédé fondé sur la fermeture de portes ou « de tampons manœuvrés par le personnel devait être « regardé comme une garantie insuffisante.

« La Commission s'est arrêtée au dispositif suivant « qui ne prête pas aux mêmes objections.

« La galerie d'accès de la dynamitière (Fig. 1 et 2) reçoit « un tampon du diamètre de la galerie, susceptible de « venir s'appliquer, par un déplacement égal environ à « son diamètre, sur un siège formé par un rétrécis- « sement de la galerie. En temps normal le tampon « reste éloigné de son siège, et la communication « des parties extrêmes de la galerie est assurée par une « dérivation doublement coudée en vilebrequin. En « cas d'explosion le retard qu'éprouve la chasse « de gaz à parcourir le vilebrequin et les pertes de

« charge dues au triple changement de direction
« rectangulaire du courant gazeux permettent au
« tampon d'arriver sur son siège avant qu'il se soit
« produit un écoulement sensible par la dérivation.

« L'appareil établi à Sevran se compose d'un tube
« en tôle rivée de 30 centimètres de diamètre et de
« 9 mètres de longueur figurant la galerie affectée à la
« dynamitière ; le tube est fermé à l'une de ses extré-
« mités et présente à l'autre extrémité la dérivation
« doublement coudée et le siège destiné à recevoir le
« tampon après son déplacement.

« Les expériences ont montré que des pressions très
« faibles n'atteignant pas 5 kil. par centimètre carré,
« c'est-à-dire le 1/20 de la pression prévue par la
« Commission du grisou, suffisent à provoquer le
« déplacement du tampon et la fermeture hermétique
« sans fuite appréciable par la dérivation.

« Les expériences effectuées sous des pressions
« très réduites, dans lesquelles la pression sur le
« tampon obturateur ne dépassait pas un kil. par cen-
« timètre carré, ont permis de constater le déplacement
« du piston et son application sur son siège, de sorte
« que la commission estime que le système, convena-
« blement allégé en vue du fonctionnement sous de
« faibles pressions, pourrait être utilisé pour protéger
« la dynamitière contre les effets d'un coup de grisou,
« soit pour assurer l'isolement des diverses parties
« d'une mine, en limitant les effets d'une explosion à
« la région dans laquelle elle s'est produite.

« La commission regarde les expériences qu'elle a
« effectuées dans l'appareil mentionné plus haut
« comme suffisantes pour établir l'efficacité, sous les
« pressions moyennes et a *fortiori* sous les pressions
« élevées, du dispositif auquel elle s'est arrêtée, à la
« condition que le tampon obturateur et le siège sur

« lequel il s'appuie soient capables de résister sans « dislocation aux chocs et aux pressions auxquels ils « sont soumis.

« L'étude des conditions de résistance du tampon « obturateur aux percussions produites par l'explosion « est indépendante du fonctionnement de la dérivation. « Il a par suite été possible pour cette étude de sim- « plifier l'appareil par la suppression de la dérivation.

« La commission a pu utiliser pour ces expériences un « canon de 27 centimètres, hors de service, mis à sa « disposition par le laboratoire central de la Marine à « Sevran. Ce canon a été muni à la bouche d'une « plaque réunie au canon par une couronne de boulons « et portant le siège sur lequel venait s'appliquer le « tampon obturateur, après un parcours dans l'âme « d'un calibre environ.

« La commission a étudié différents types de tampons, « les uns, sphériques, formés de rondelles de carton « assemblées par un boulon formant un diamètre de « la sphère, les autres, cylindriques, constitués par « des rondelles de carton ou de bois simplement « clouées les unes sur les autres. Les expériences ont « conduit à regarder comme préférable ce dernier « type de tampon cylindrique combiné avec un siège « plan représentant un orifice de section réduite aux « 2/3 de la section principale.

« En ce qui concerne l'influence de l'accroissement « des dimensions du système sur les effets mis en jeu « pendant l'obturation, on doit observer que, sous des « pressions motrices égales, les tampons abordant le « siège avec la même vitesse, les forces vives à « éteindre dans le travail de compression et de matage « du tampon croissent comme le cube du rapport de « similitude; d'autre part, les surfaces d'appui crois- « sent comme le carré de ce rapport et la déformation

« du tampon dans le sens de la longueur croît aussi « comme le rapport de similitude; il y a donc lieu de « prévoir dans tous les cas, le même effort moyen de « résistance du siège par centimètre carré.

« Il reste à signaler enfin que le mode de formation « du tampon par rondelles de carton flexible super- « posées se prête au montage dans la mine sans « difficulté de passage des éléments par l'orifice rétréci « du siège. La commission a lieu de penser qu'un « diamètre voisin de $1^m,50$ peut être obtenu sans « difficultés industrielles.

CONCLUSIONS

« En résumé, les expériences entreprises par la « commission conduisent à un certain nombre de règles « dont l'application lui paraît indispensable au succès « d'une expérience en grand.

« Elle est d'avis que les résultats dès à présent « obtenus suffisent à rendre praticable une expérience « de cette nature. »

A la suite de ces expériences préliminaires une expérience définitive fut faite aux mines de Blanzy sur un magasin renfermant 500 kil. de dynamite et réalisant le dispositif qui semblait pouvoir convenir pour une installation définitive. Les installations furent faites par les soins de M. Suisse, ingénieur des mines de Blanzy, sur les indications fournies par M. Vieille. M. Candlot, directeur des usines à ciment de Mantes, voulut bien s'occuper de tous les détails de construction du massif de béton servant de siège au tampon. Enfin, M. Biju-Duval se chargea de l'installation des explosifs et des détails relatifs à la mise de feu.

Les résultats de cette expérience ont fait l'objet d'un second rapport de M. Vieille auquel nous empruntons les extraits suivants :

« La dynamitière est constituée par une galerie hori-
« zontale en forme de T creusée dans les escarpements
« d'une carrière à ciel ouvert, dite carrière Sainte-
« Elisabeth, située dans les terrains de la Compagnie
« de Blanzy.

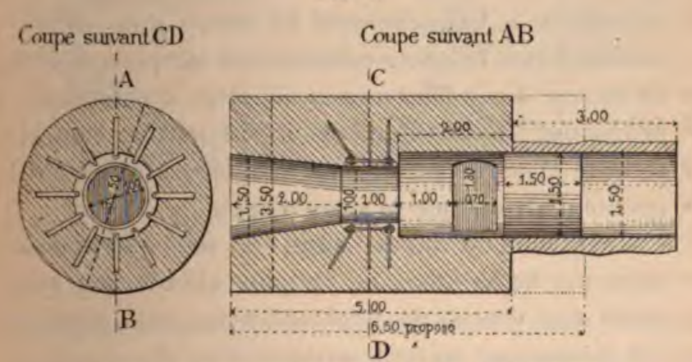
« Le logement du tampon et le siège d'appui sont
« formés par un massif de béton coulé dans une exca-
« vation pratiquée dans la galerie d'accès.

« Le dosage du béton était de :

« 1 volume de ciment portland ;
« 1 volume de sable ;
« 2 volumes de cailloux.

« Le massif est représenté par les coupes ci-dessous
« en long et en travers. Il est traversé suivant son
« axe par une galerie circulaire de $1^m,50$ de diamètre
« (FIG. 1) sur 2 mètres de longueur, brusquement rétrécie

FIG. 1.



Massif de béton renfermant le dispositif obturateur.
Echelle de $7^{mm},5$ p. m.

« à 1 mètre de diamètre sur 1 mètre de longueur dans
« sa partie moyenne, de façon à former le siège plan
« du tampon. Au niveau de la partie rétrécie, le béton
« est renforcé par une ossature métallique noyée dans

« la masse et destinée à prévenir l'arrachement du « siège sous la violence du choc du tampon. Le volume « de ce massif est de 40^{m3} environ.

« La galerie rétrécie se raccorde à l'arrière avec la « galerie d'accès par un tronc de cône s'évasant sur 2 « mètres de longueur au diamètre de $1^m,50$.

« A l'avant du massif de béton, le logement du tampon « se prolonge sur 3 mètres par une galerie circulaire « de même diamètre que le logement et destinée à « recevoir le tampon dans sa position normale et à le « guider sur son siège au moment de l'explosion.

« Le tampon est constitué par un bloc cylindrique « de $1^m,50$ de diamètre sur $1^m,50$ de longueur. Il est « formé sur les 2/3 de sa longueur, soit sur 1 mètre, « par des feuilles de carton de $1^m,50$ de diamètre et de « 3 millimètres d'épaisseur ; le carton de l'espèce dite « carton-cuir a été livré par la maison Ozouf et « Leprince.

« Il résulte des expériences de la commission que la « résistance à l'arrachement du carton joue un rôle « essentiel dans le fonctionnement des tampons au choc, « en raison des phénomènes d'inertie qui tendent à « provoquer le cisaillement de la partie centrale, « lorsque la partie externe du tampon se trouve brus- « quement arrêtée par le siège d'appui.

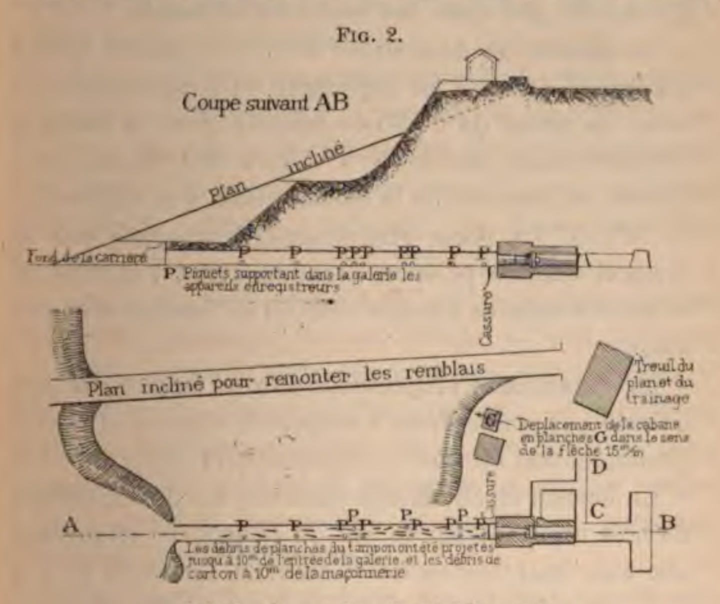
« Il est facile de voir, en effet, que sous une pression « moyenne de 50 kilos, le tampon aborde son siège « après une course de 2 mètres avec une vitesse de « 110 mètres par seconde environ (Fig. 2).

« Le dernier tiers de la longueur du tampon, du « côté du siège, est constitué par des panneaux cir- « culaires de bois tendre de peuplier de 30 millimètres « d'épaisseur. Les éléments de ces panneaux formés de « planches de 30 centimètres de largeur rainées sur « leur tranche, se montent sans difficulté, comme les

« lits de carton sur lesquels ils sont cloués et super-
« posés au moyen de pointes réparties suivant un
« gabarit établi de façon à éviter le clouage sur les
« joints.

« Cette constitution mixte du tampon a été expéri-
« mentée avec succès par la commission, dans un
« certain nombre d'expériences à échelle réduite; elle
« a paru propre à atténuer la violence du choc sur le

Fig. 2.



Galerie où a eu lieu l'expérience n° 1.
Echelle : 1,940°.

« siège, en raison de la plasticité considérable du bois,
« alors que la rigidité du cylindre arrière en carton
« garantit contre l'expulsion du système par l'orifice
« rétréci du siège.

« La communication de part et d'autre du tampon a
« été établie par une galerie doublement coudée en
« vilebrequin de $1^{m},70$ de hauteur et $1^{m},70$ de largeur.
« Cette galerie simplement boisée contourne une sorte

« de pilier rectangulaire de 4 mètres de côté. Les trois « tronçons de 5 à 6 mètres de longueur qui la composent, « se coupent à angle vif pour accentuer les phéno- « mènes de réflexion des masses gazeuses qui doivent « les parcourir ; l'un des tronçons a été prolongé en « cul de sac, de manière à accroître suivant un méca- « nisme mis en évidence par les expériences de la « commission, les pertes de charge résultant de l'écou- « lement du gaz dans les tronçons successifs.

« La galerie de dérivation débouche dans la partie « du massif affectée au logement du tampon par une « sorte de porte de $0^{m},70$ de largeur, dont la hauteur « primitivement prévue à $1^{m},50$, a été limitée par « erreur, au moment de la construction, à la dimension « de $0^{m},70$. La porte strictement démasquée par le « tampon dans sa position normale avant l'explosion, « se trouve obturée dès que celui-ci est projeté vers son « siège.

« La dynamitière proprement dite est fermée par une « galerie perpendiculaire à la galerie d'accès et à son « prolongement servant au logement du tampon.

« La charge de 500 kilogs disposée sur des chantiers « de bois reposant sur le sol de la galerie et suivant « son axe, était formée de caisses de dynamite n° 1 à « 75 °/₀ de nitroglycérine placées bout à bout, de façon « à ce que la densité de chargement par mètre courant « fût de 1/100. Cette densité de chargement s'abaisse à « 1/200 environ si l'on tient compte du volume de la « galerie d'accès jusqu'au tampon et de celui de la « galerie de dérivation.

« La mise de feu produite électriquement depuis le « poste d'observation, a donné lieu à un bruit sourd « accompagné d'un léger tremblement du sol.

« Aucune projection ne s'échappe de la galerie. Un « wagonnet disposé à l'entrée ne subit aucun dépla-

« cement. Au bout de quelques secondes, une fumée « jaunâtre peu épaisse se dégage de l'orifice de la « galerie, sans vitesse appréciable.

« La ventilation de la galerie d'accès a été rapi- « dement obtenue jusqu'au tampon, par l'emploi d'un « ventilateur à bras. Les cadres de soutènement de la « galerie n'ont pas été déplacés ; seul le chapeau du « premier cadre, attenant au massif de béton, a été « légèrement déplacé par les projections, sans cepen- « dant quitter ses montants.

« Le massif de béton paraît intact. Une petite cassure « dans le raccordement arrière de la maçonnerie au « niveau du sol, et la flexion des planches réunissant « la tranche arrière de la maçonnerie au premier cadre, « semblent indiquer, toutefois, un léger recul du « massif.

« On peut pénétrer dans la partie rétrécie corres- « pondant au siège, qui est intacte et sans fissures. « L'égrènement du béton ne commence qu'au voisinage « immédiat du siège plan, dans la partie où le tampon « s'est moulé avec violence, tandis que la partie cen- « trale des lits de bois et des premiers lits de carton « était arrachée par moitié et projetée à quelques « mètres dans la galerie (Fig. 3).

« Un fonctionnement aussi satisfaisant n'avait été « observé que cinq fois sur douze expériences analogues « effectuées par la Commission à échelle réduite ; dans « les autres cas des fuites plus ou moins importantes « s'étaient fait jour sur la surface du siège, sans que « toutefois, dans aucun cas, l'atténuation due au sys- « tème obturateur cessât d'être suffisante pour trans- « former le phénomène d'explosion.

« Aussi la Commission est-elle d'avis qu'il y a moins « lieu d'insister sur le résultat entièrement favorable « de cette expérience que sur l'identité de fonction-

Fig. 3.



Tampon après l'explosion. Vue prise à 2 mètres de distance.

« nement constatée au point de vue de la détérioration
« du tampon, entre l'expérience en grand et les nom-
« breux essais qu'elle a effectués à échelle réduite ; la
« résistance du tampon constituant la véritable garantie
« du système, indépendamment des fuites secon-
« daires. »

L'expérience de Blanzy fut un véritable succès qui a vivement frappé toutes les personnes ayant suivi ces études. Les spectateurs, dont beaucoup ne croyaient pas à la possibilité d'arrêter l'explosion d'une charge de 500 kilogs de dynamite avec quelques rondelles de carton, se refusèrent d'abord, en l'absence du bruit intense attendu, à croire à la réalité de la détonation. Ce n'est qu'après avoir vu le tampon appliqué sur son siège, et tous les fragments de la partie antérieure projetés en avant jusqu'à trente mètres de distance, que les derniers doutes tombèrent. Un fait plus remarquable encore, quoique moins capable de frapper l'imagination, est la précision avec laquelle les prévisions faites par voie de similitude ont permis en partant d'expériences à échelle très réduite, de calculer à *priori* les conditions à remplir dans l'expérience finale, faite en grandeur réelle.

La question posée par la Commission du grisou semblait donc complètement résolue ; il était possible d'organiser des magasins souterrains d'explosifs sans danger pour les ouvriers occupés dans la mine en dehors de ce magasin. Peut-être cependant y a-t-il lieu de faire une réserve à ce sujet. La *possibilité* seule d'éviter un accident serait absolument insuffisante ; il faut, en raison du nombre d'existences qui pourraient être compromises, avoir la *certitude* d'éviter tout accident semblable ; il faut être assuré que les conditions nécessaires au bon fonctionnement du tampon obturateur ne

pourront pas accidentellement être mises en défaut. Un rapprochement s'impose. Dans les essais de résistance mécanique un métal supporte régulièrement sans se déformer des efforts correspondant à sa limite élastique. Cependant dans les constructions mécaniques, dans celles d'un pont par exemple, on ne demande jamais au métal des efforts approchant de ceux qu'il supporte dans les expériences. Pour parer à l'imprévu, on réduit dans une large mesure le travail demandé au métal, l'expérience montre qu'il faut prendre un *coefficient de sécurité* très élevé, et malgré cela on a encore des accidents trop fréquents.

Quel est dans le cas actuel le coefficient de sécurité dont on dispose ? Celui de l'expérience de Blanzy est à peu près nul, on a fait travailler le tampon dans des conditions voisines de celles pour lesquelles il aurait cessé de bien fonctionner. Le succès n'en a été que plus flatteur pour les expérimentateurs qui ont dirigé ces recherches, mais la répétition du même succès reste un peu incertaine dans les cas où il s'agirait d'une installation industrielle à laquelle on ne pourrait consacrer les mêmes soins. Les expériences antérieures faites à Sevran-Livry avaient en effet montré que de très légers changements dans la disposition de l'obturateur suffisaient pour lui enlever son efficacité. L'obturation était insuffisante quand on remplaçait le carton cuir par du carton goudronné, quand on remplaçait la fenêtre circulaire par une fenêtre rectangulaire, quand on diminuait la largeur de la surface d'appui, quand on prenait un tampon sphérique au lieu de cylindrique.

Une dynamitière souterraine devrait, on peut l'espérer, servir très longtemps avant tout accident. S'astreindrait-on à renouveler assez souvent le tampon pour qu'il n'ait pas le temps de s'altérer à l'humidité, refaire le massif très coûteux de béton, si les mou-

vements du sol occasionnaient des dislocations de la maçonnerie ? N'y aurait-il pas d'erreurs commises dans l'installation première ? Les précautions nécessaires ne sont certainement pas impossibles à prendre, mais on s'habitue si facilement à oublier un danger se manifestant d'une façon sensible seulement à de longs intervalles de temps, que l'on est en droit de rester un peu sceptique. Avec quelle difficulté s'astreint-on aux précautions indispensables pour éviter les accidents de grisou dont le danger continuel est certainement bien plus palpable.

Petits dépôts souterrains d'explosifs

Les expériences faites sur les dynamitières à tampon obturateur donnaient la réponse à la question dont la Commission des substances explosives avait été saisie officiellement.

Mais il restait encore d'autres points importants à élucider au sujet de l'emmagasinement des explosifs. Organisée en vue de l'étude des questions militaires, la Commission des substances explosives ne crut pas pouvoir prendre l'initiative de recherches dont elle n'avait pas été saisie par l'administration de la guerre. Elle se déclara seulement disposée à donner son avis sur les expériences que l'on pourrait faire. M. de Gournay, gérant de la Compagnie des Mines de Blanzy, voulut bien prendre l'initiative de nouvelles recherches dont le programme et les résultats seraient soumis à la Commission des substances explosives.

Un des points les plus importants à élucider se rapportait aux petits dépôts souterrains dans lesquels on emmagasine la consommation journalière. Leur importance normale ne dépasse pas habituellement une centaine de kilos. Les deux questions suivantes ont été étudiées :

1° Quelle peut être l'importance des dégâts occasionnés dans une mine par l'explosion d'une caisse de dynamite ;

2° Y a-t-il moyen d'éviter, en cas d'accident dans un dépôt d'explosif, que la détonation d'une caisse de dynamite se transmette à ses voisines.

Les expériences faites aux mines de Blanzy ont été organisées avec beaucoup de soin par M. Suisse, ingénieur en chef de cette mine, elles ont fait l'objet d'un rapport de H. Le Chatelier, qui a été adopté par la Commission des substances explosives ; nous lui empruntons les extraits suivants :

Le programme de la première expérience comportait l'étude des dégâts occasionnés par l'explosion d'une caisse de dynamite sur des portes et ventilateurs installés à différentes distances.

Pour cette expérience on a utilisé une longue galerie mettant en communication la carrière de remblais Maugrand avec le puits Saint-Pierre.

Un barrage fut installé à 150 mètres de l'entrée de la galerie : il était constitué par un mur de briques derrière lequel se trouvait un remblai de 10 mètres d'épaisseur. C'est au pied de ce mur que la caisse renfermant 20 kilogrammes de dynamite n° 1 fut placée. En avant, on installa une première porte à 10 mètres de la caisse, une seconde à 50 mètres et, enfin, une réduction de ventilateur à 140 mètres, c'est-à-dire tout près de l'orifice de la galerie.

Les portes étaient ouvertes dans un mur en briques de $0^m,30$ d'épaisseur, solidement appuyé sur le terrain ; la section libre représentait la moitié de la section totale de la galerie. Le battant de la porte était fait en planches de $0^m,01$ d'épaisseur réunies par un cadre en bois et fixé sur deux longues ferrures portant

les gonds. La première porte, qui était à 10 mètres de la caisse, s'ouvrait vers l'intérieur, et l'autre vers l'extérieur.

Le ventilateur, ou plus exactement le schéma d'un ventilateur, était constitué par six bras en bois sur lesquels étaient légèrement clouées, par quelques pointes, des planches de $0^{m},01$ d'épaisseur; il occupait environ les 2/3 de la section de la galerie ; il était mis en mouvement de l'extérieur, au moyen d'une corde passant sur une poulie.

Au moment de la détonation de la caisse, il se produisit un coup de vent à l'extrémité ouverte de la galerie, amenant avec lui un nuage de poussière, qui avança au dehors jusqu'à 5 mètres environ, puis deux autres souffles à une seconde environ d'intervalle et de plus en plus faibles.

En rentrant dans la galerie, on constata que l'une des planches formant ailettes du ventilateur avait été déclouée; mais rien n'avait été brisé. La planche enlevée, fixée seulement par des pointes très courtes, aurait pu être arrachée à la main. Un ventilateur réel, qui aurait été beaucoup plus robuste, n'aurait certainement subi aucune avarie.

La porte placée à 50 mètres, avait été enlevée tout d'une pièce et projetée à 21 mètres; ses ferrures étaient arrachées et tordues. Le chapeau et les montants qui encadraient la porte avaient été ébranlés ; la maçonnerie était intacte.

Mais, au-delà, la galerie était éboulée ; une bande de rocher s'était détachée de la couronne de la galerie sur 15 mètres de longueur à partir du barrage fermant la galerie. Partout ailleurs le boisage n'eut pas de mal, sauf quelques chandelles qui furent renversées.

En ce qui concerne les ventilateurs, l'expérience montre bien nettement qu'à la distance de 150 mètres

ils ne seraient pas endommagés par la détonation d'une caisse isolée de dynamite. Dans l'état actuel de profondeur des exploitations houillères, cette condition pourra toujours être réalisée ; il n'y a donc pas à s'en préoccuper.

En ce qui concerne les portes, l'interprétation des résultats obtenus doit être discutée de plus près. Les portes fermant le magasin ont été complètement balayées jusqu'à la distance de 50 mètres ; il en serait encore de même sans doute, à la distance de 100 mètres, et peut-être encore à la distance de 200 mètres. On ne peut espérer disposer un magasin de façon à ce qu'en cas d'accident ses portes de fermeture restent indemnes. Il ne faudra donc, en aucun cas, que le magasin débouche dans deux galeries distinctes entre lesquelles l'existence d'une libre communication pourrait suspendre l'aérage dans un quartier de la mine. Le magasin, s'il a deux entrées, devra être placé en dérivation parallèlement à une même galerie, de sorte que son ouverture en grand soit sans influence sur le régime général de l'aérage.

A côté des portes du magasin, il faut se préoccuper des portes, beaucoup plus importantes, qui pourront exister dans les galeries voisines, où elles serviront à la répartition du courant d'air dans les travaux. Ces portes sont beaucoup moins exposées parce qu'elles ne seront atteintes par l'onde de l'explosion qu'après que celle-ci se sera bifurquée entre plusieurs directions à la sortie du magasin. En outre, elles se trouvent le plus souvent sur une bifurcation d'une galerie dont une branche ouverte en grand offrira un libre passage au coup de vent. A mesure que l'onde de l'explosion progresse, elle s'étale très rapidement, comme l'ont montré de nombreuses expériences de M. Vieille. Cet étalement a été rendu très sensible, dans les expériences

de Blanzy, par la durée très appréciable du souffle observé à l'entrée de la galerie. Une semblable onde pourra encore exercer des pressions notables sur un obstacle qui l'arrête complètement, tandis que, si son passage n'est qu'à moitié barré, elle pourra s'écouler en ne produisant que des suppressions relativement faibles. La façon dont s'est comporté le ventilateur montre qu'une porte placée au même endroit et n'obstruant que la moitié de la galerie serait restée absolument indemne.

En s'astreignant à ce que les caisses de dynamite soient emmagasinées à une distance des portes d'aérage de la mine égale au moins à 200 mètres, on sera à l'abri de tout risque sérieux. Peut-être, par excès de précaution, pourrait-on doubler cette distance dans certaines circonstances exceptionnelles, dans le cas de puits jumeaux par exemple, avec lesquels tout l'aérage de la mine est à la merci des portes qui isolent les deux puits l'un de l'autre ; ou bien, si l'on ne peut obtenir une semblable distance, exiger l'emploi de portes métalliques très résistantes.

La deuxième série d'expériences avait pour but de chercher un moyen d'empêcher la détonation accidentelle d'une caisse de dynamite, de se transmettre dans un magasin, aux caisses voisines. Le procédé expérimenté a consisté à enfermer chaque caisse de dynamite dans un logement maçonné, fermé par une porte épaisse en fer et séparé de ses voisins par des distances plus ou moins grandes. On espérait ainsi protéger les caisses à la fois contre le choc de l'explosion et contre la pénétration des gaz chauds.

La galerie destinée à ces expériences a été creusée vers le fond de la carrière Sainte-Hélène ; elle se trouvait, au milieu de vieux travaux, dans une couche de houille complètement désagrégée. Elle avait 29 mètres

de longueur et 4 mètres carrés de section ; elle était muraillée en maçonnerie de briques de $0^m,36$ d'épaisseur, sur une longueur de 11 mètres à partir de son extrémité fermée. Elle était boisée sur le reste de sa longueur, soit sur 16 mètres à partir de son orifice. La maçonnerie faite à la chaux et terminée depuis une quinzaine de jours seulement, n'avait guère plus de solidité qu'une maçonnerie en pierres sèches. Dans cette maçonnerie, on avait ménagé trois logements pour les caisses de dynamite ; ils étaient placés à une hauteur moyenne de $0^m,50$ au-dessus du sol de la galerie ; leurs parois maçonnées avaient $0^m,30$ d'épaisseur; ils étaient fermés par des portes en tôle de dix millimètres d'épaisseur, supportées à charnière par la partie supérieure et pouvant être maintenues fermées par un verrou placé à la partie inférieure (Fig. 4).

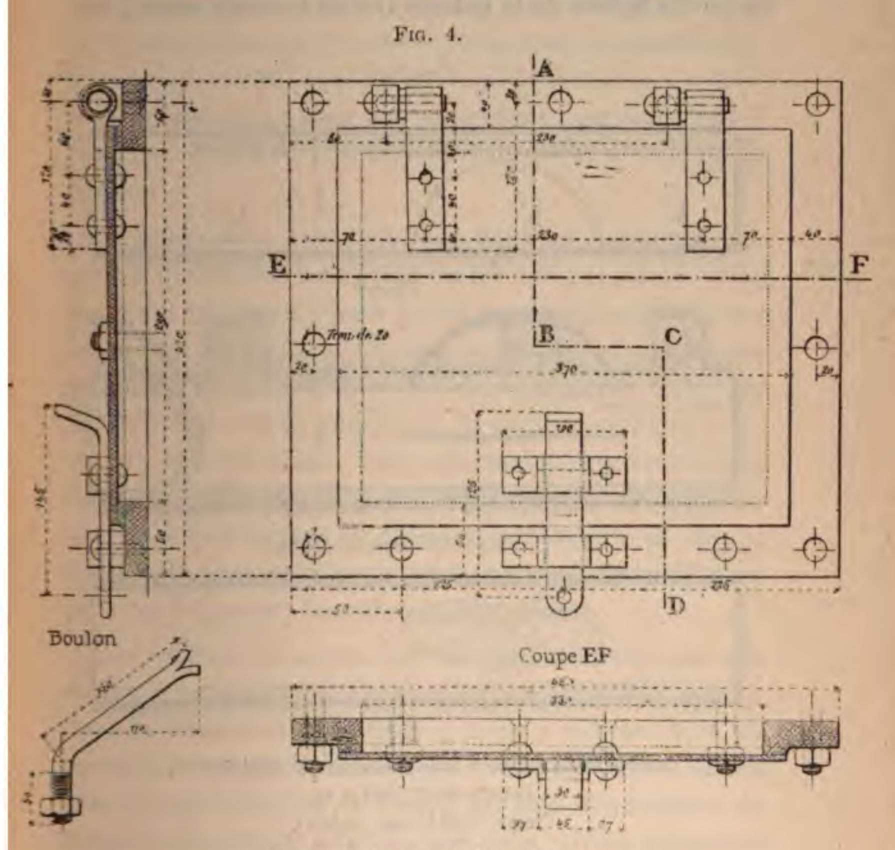
Le premier logement était placé à $0^m,90$ du fond de la galerie, le second à 3 mètres du premier, et le troisième à 6 mètres du second.

Pour l'expérience, le feu fut mis à la caisse du milieu, en laissant ouverte la porte de son logement. Les portes des deux autres logements étaient simplement rabattues, mais non fermées au verrou, circonstance qui, dans la pratique, pourrait résulter d'une négligence. Dans ces conditions, les deux portes n'étaient pas exactement appliquées sur leur siège et laissaient un entrebaillement de quelques millimètres.

La détonation ne s'est transmise à aucune des deux caisses latérales, et les portes de leur logement ne parurent avoir subi aucun effet de l'explosion. La caisse placée à 3 mètres était seule un peu coincée dans son logement, sans cependant présenter aucun indice de rupture des planches. Le mauvais état du terrain et le durcissement incomplet des mortiers avaient permis une transmission latérale des pressions, suffisante pour

refouler un peu le logement maçonné et en même temps amener une fente dans le cadre en fonte qui supportait la porte. Le cône d'arrachement s'est étendu horizon-

Fig. 4.

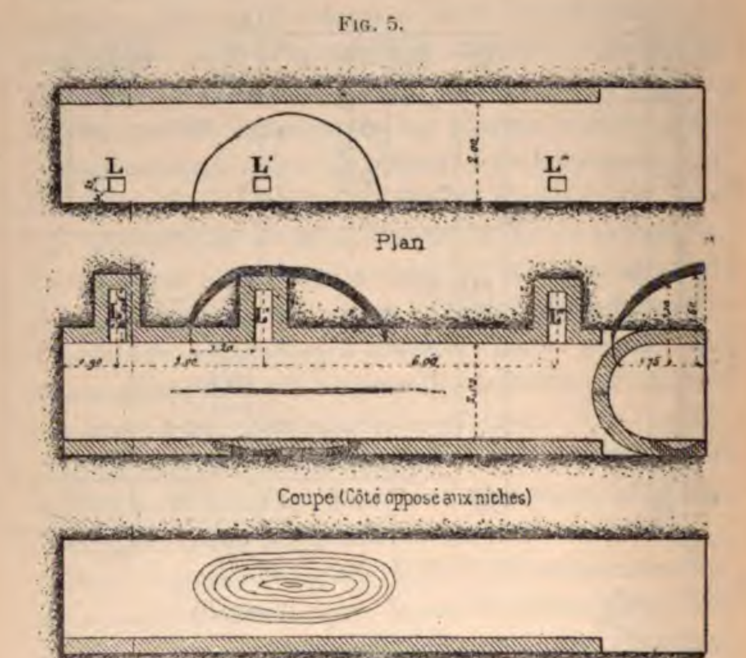


Porte du logement des caisses.

talement à $1^m,20$ et $2^m,10$ de l'axe du logement (Fig. 5) ; il restait encore, du côté de la caisse placée à 3 mètres, une longueur de mur maçonné, non éboulé, de 1 mètre. Verticalement, le rayon de rupture a atteint $1^m,50$; la majeure partie de la voûte était restée intacte, bien que la hauteur de la clef au-dessus de la caisse ne dépassât pas $1^m,75$. En face de la caisse ayant fait explosion, la

maçonnerie était broyée et éboulée sur un rayon de $1^m,50$. La profondeur du cône, à l'emplacement de la caisse, était de $1^m,20$ et, sur la paroi opposée, de $0^m,20$. La partie boisée de la galerie, qui se trouvait entre l'ori-

Fig. 5.



Galerie de la carrière Sainte-Hélène (2e expérience).
Echelle de $0^m,0133$ p. m.
Coupe (Côté des niches).

fice et la partie maçonnée, est restée intacte ; il n'y a pas eu d'éboulement, comme on aurait pu s'y attendre après les résultats de l'expérience précédente ; mais, dans le cas actuel, le boisage était neuf, tandis que dans le précédent il était vieux et en mauvais état.

La conclusion très nette à tirer de cette expérience est que, même dans un terrain exceptionnellement mauvais, il n'y a pas transmission de l'explosion entre des

caisses de dynamite enfermées dans des logements distants de 3 mètres.

Conclusion. — On peut résumer les conséquences que comportent ces expériences en formulant un certain nombre de règles dont l'application semble de nature à écarter tout danger grave pour une mine, dans le cas où un accident viendrait à se produire dans un dépôt souterrain de dynamite.

Chaque caisse sera enfermée dans un logement maçonné, fermé par une porte en fer d'au moins 10 millimètres d'épaisseur. Cette porte sera suspendue à charnière par le haut, de façon à se fermer d'elle-même, et les gonds seront disposés de telle sorte que, par l'action seule de la pesanteur, la porte s'applique exactement sur son siège. Elle sera maintenue fermée par un verrou opposé à la charnière. Le siège sur lequel la porte s'appuiera sera en métal et présentera un double ressaut disposé de telle sorte que la porte fermée affleure, sans les dépasser, les rebords extérieurs.

Les logements seront séparés l'un de l'autre par une distance de 4 mètres, dans les terrains tendres, comme dans la houille et les schistes, et de 3 mètres dans les terrains très durs, comme le grès. Les logements seront placés à la suite l'un de l'autre sur une même paroi du magasin et jamais à la fois sur deux parois opposées.

Le magasin devra, sur chacune de ses communications avec les travaux, présenter au moins un coude prolongé par un cul-de-sac de 5 mètres de long ou plus, comme le montre le croquis ci-dessous.

Magasin.
Cul-de-sac
Cul-de-sac
Galerie

Les culs-de-sac pourront être utilisés pour l'ouverture des caisses et la distribution des explosifs.

Chaque magasin ne sera en communication qu'avec une seule galerie de la mine et cette communication, pour les magasins devant renfermer plus de 5 caisses, se fera par deux entrées distinctes fermées seulement par des portes à claire-voie, de façon à assurer sa ventilation.

Chaque magasin sera distant d'au moins 200 mètres de toute porte d'aérage de la mine et, autant que possible, de 400 mètres des portes, dont la destruction pourrait supprimer toute ventilation dans la mine entière ou dans un de ses quartiers importants.

La condition de placer les logements des caisses de dynamite sur une seule des parois de la galerie maçonnée a paru bien sévère à quelques exploitants de mines. En se basant sur les résultats même des expériences, ils ont estimé qu'il n'y aurait aucun inconvénient à ménager des logements sur deux parois opposées, en les plaçant bien entendu en quinconce, de façon à éviter qu'ils ne se fassent vis-à-vis ; cela permettrait de réduire de moitié la longueur du magasin pour un dépôt d'importance donnée. Une disposition semblable n'aurait peut-être aucun inconvénient, mais avant de se prononcer, il faudrait recommencer une expérience semblable à celle qui a été faite pour le cas des logements placés sur la même paroi. Une semblable expérience ne serait ni difficile ni coûteuse, ce sera affaire aux intéressés de l'organiser le jour où ils voudront faire modifier les conclusions des études actuellement terminées.

Dépôts superficiels d'explosifs.

Les expériences faites au sujet des grands magasins souterrains d'explosifs ont conduit à recommander des dispositions dont l'adoption serait très onéreuse et dont la sécurité resterait toujours aléatoire. Il semble douteux que l'on puisse renoncer aux magasins superficiels. Il y avait donc intérêt à rechercher les moyens d'atténuer les dangers qui résultent de leur présence dans les lieux habités. L'atténuation de ce danger permettrait de réduire la zone de protection exigée autour de ces magasins, qui rend actuellement leur installation très difficile dans les grands centres industriels.

Cette nouvelle série d'expériences fut encore entreprise sur l'initiative de la Compagnie des mines de Blanzy; leur organisation fut faite par M. Suisse ingénieur principal de cette Compagnie. Les points examinés dans ces expériences préliminaires furent d'une part l'effet d'une certaine épaisseur de terre placée au-dessus du magasin pour briser la violence de l'explosion et supprimer les actions à grande distance de l'onde aérienne, d'autre part l'effet d'un cul-de-sac disposé en face de la porte du magasin pour arrêter les projections pouvant sortir avec une grande vitesse par cet orifice.

L'expérience principale consista dans l'explosion d'une dynamitière renfermant 200 kilos de dynamite n° 1 enterrée de 5 mètres au-dessous du sol dans un terrain de sable. La dynamitière était formée par une galerie boisée de 10 mètres de longueur et 4 mètres carrés de section communiquant avec l'extérieur par une galerie perpendiculaire à la première également boisée de 23 mètres de longueur de 2^{m2} 25 de section. Cette galerie d'accès débouchait dans une tranchée profonde de 7^{m},50. De l'autre côté de la tranchée dans un talus opposé à l'ori-

fice de la galerie, on avait ménagé une sorte de chambre en cul-de-sac de 8 mètres de profondeur et 6 mètres carrés de section destinée à recevoir et fixer les matériaux projetés par l'orifice de la dynamitière.

Le bruit de l'explosion fut sourd, mais entendu néanmoins à 4 kilomètres de distance ; un nuage de fumée sortit de la galerie. Au-dessus de la chambre d'explosion il y eut un soulèvement du sol évalué à une hauteur d'environ $0^{m},80$, sans projections ni fuites gazeuses (Fig. 6).

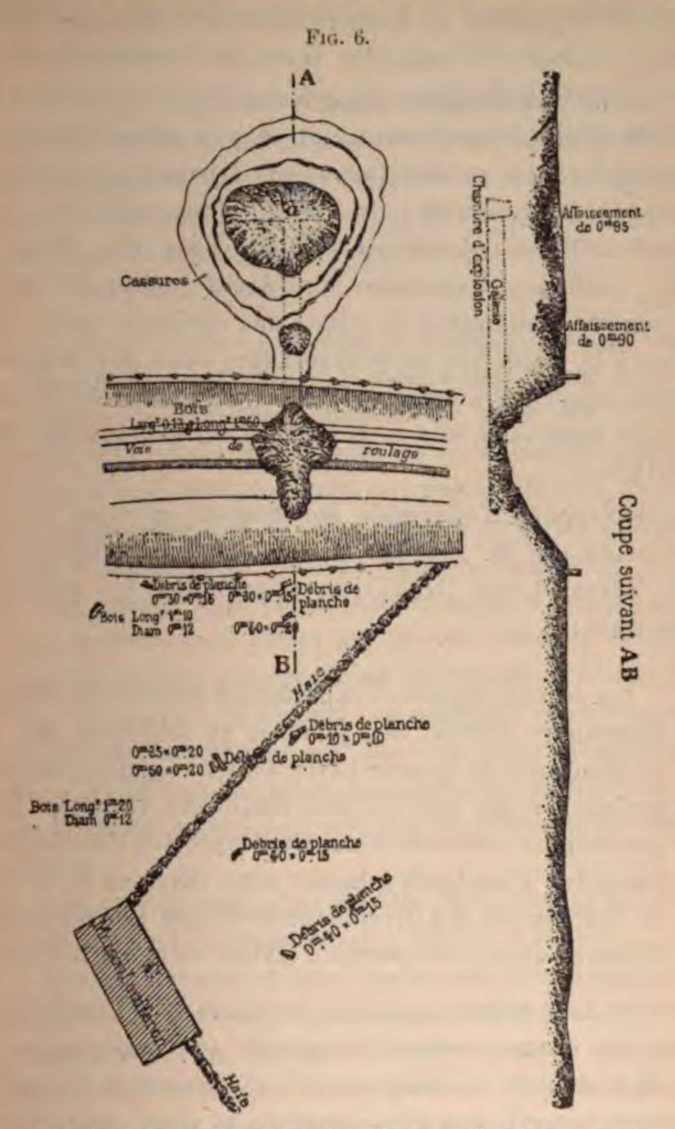
La galerie qui se trouvait de l'autre côté de la tranchée fut complètement bouleversée comme la galerie d'accès de la dynamitière, mais retint cependant presque toutes les projections. On ne retrouva en dehors de la tranchée que deux chapeaux des cadres de soutènement et quelques fragments de planche. Ces deux bois provenaient sans doute de l'orifice de la galerie, qui en raison de l'inclinaison du talus ne s'est trouvée recouverte que d'une quantité insuffisante de terre. Une entrée muraillée eût rendu ces projections impossibles.

L'ébranlement propagé à l'extérieur a été insignifiant ; une maison située de l'autre côté de la tranchée par rapport à la dynamitière et dans l'axe même de la galerie d'accès n'a subi ni dégradation ni rupture de vitres, bien que sa distance à l'orifice de la galerie ne dépassât pas 50 mètres.

Cette expérience montre donc que les effets de chasse gazeuse et de projection par l'orifice d'une dynamitière peuvent être localisés et rendus peu redoutables pour le voisinage immédiat par l'emploi des dispositions simples mentionnées plus haut savoir : débouché de la galerie d'accès en tranchée et fixation des matériaux projetés dans une chambre réceptrice.

En présence des résultats très satisfaisants obtenus

Fig. 6.



Galerie de la carrière Saint-François, après l'expérience n° 2.
Echelle : 1/750e.

et en raison de leur application possible aux magasins militaires, la Commission des substances explosives se

décida à prendre en main l'achèvement de cette étude sans attendre de nouvelles instructions ministérielles.

Les nouvelles recherches, poursuivies sous la direction de M. Vieille, furent conduites avec la même méthode rigoureuse que celles relatives aux dynamitières souterraines. Une première série d'expériences fut faite au laboratoire des poudres et salpêtres sur des charges de quelques grammes d'explosifs enterrés sous quelques centimètres de sable ; une seconde série fut faite à la poudrerie de Sevran-Livry avec des charges allant jusqu'à 25 kilos et enfin les expériences définitives furent faites aux mines de Blanzy sur des charges de 500 kilos.

Le rapport d'ensemble sur ces expériences a été présenté par M. Biju-Duval, ingénieur à la poudrerie de Sevran-Livry. Nous lui empruntons les extraits suivants :

« Un certain nombre d'expériences effectuées soit au « laboratoire central des poudres et salpêtres, soit à « la poudrerie de Sevran-Livry avaient eu pour but de « rechercher les lois suivant lesquelles variaient les « projections extérieures dues à l'explosion de charges « variables d'explosifs placées sous diverses densités « de chargement et à diverses profondeurs. Les résultats « de ces essais avaient permis d'établir les lois suivantes :

« 1° Les effets extérieurs produits par l'explosion « d'une charge donnée d'explosifs sont indépendants « de la densité de chargement réalisée dans la dynami- « tière, pourvu que l'épaisseur de la terre recouvrant « la dynamitière reste la même.

« 2° Pour des charges variables, les distances des « projections extérieures restent sensiblement du même « ordre lorsque les épaisseurs de terre recouvrant ces

« charges sont proportionnelles à la racine carrée de « ces charges.

« 3° Si une charge condensée, placée à une certaine « profondeur, fournit l'entonnoir ordinaire, cette même « charge placée à la même profondeur, mais allongée « sur une longueur égale à cinq fois environ la ligne « de moindre résistance, ne produit plus que des effets « extérieurs très atténués et voisins du camouflet.

« 4° Dans le cas d'une charge allongée obtenue en « conservant constamment la même charge par mètre « courant et la même épaisseur de terre, les effets « extérieurs vont en croissant avec la charge totale « jusqu'à une certaine limite qui parait atteinte, pour « un allongement de la charge égal à trois ou quatre « fois la valeur de la ligne de moindre résistance.

« Les essais faits par la Commission n'avaient pu « malheureusement porter que sur des charges relati- « vement faibles, atteignant au maximum 32 kilos ; il « était nécessaire de vérifier par quelques expériences « en grand les atténuations que l'on pourrait espérer « dans les effets extérieurs, soit par une augmentation « de l'épaisseur de terre, soit par un allongement des « charges.

« Les expériences ont pu être réalisées grâce au « concours de la Compagnie des Mines de Blanzy.

« Les expériences devant porter sur des quantités « d'explosifs de l'ordre de ceux pouvant être approvi- « sionnés dans les dynamitières, la charge adoptée « fut de 500 kilos de dynamite n° 1 à 75 % de nitro- « glycérine et le programme comporta l'explosion de « quatre dynamitières.

« 1° Dynamitière de 500 kilos en charge condensée, « c'est-à-dire placée dans un magasin à dimensions « aussi réduites que possible, sous 9 mètres de terre.

« 2° Dynamitière de 500 kilos en charge condensée, « sous 4m,50 de terre.

« 3° Dynamitière de 500 kilos, charge allongée en « galerie de 25 mètres de longueur, sous 4m,50 de « terre.

« 4° Dynamitière de 500 kilos, charge allongée en « galerie de 25 mètres de longueur, sous 3 mètres de « terre (Fig. 7 et 8).

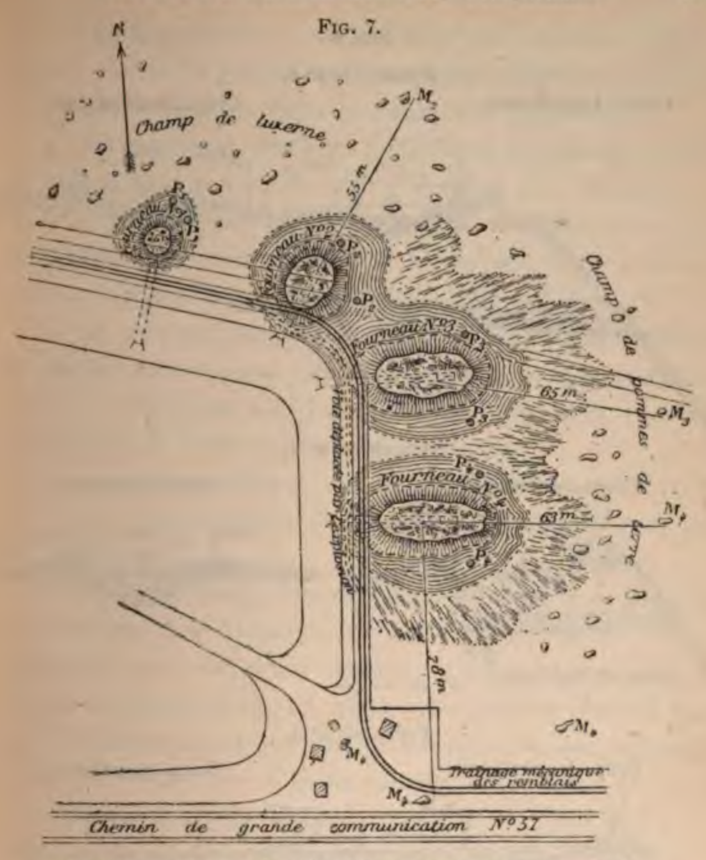
« *Expérience n° 1.* — Le bruit de la détonation « s'entend à peine ; la gerbe soulevée peu dense ne « s'élève guère à plus de 6 ou 8 mètres de hauteur ; la « terre projetée presque verticalement retombe pour la « plus grande partie dans l'entonnoir formé ; le reste, « à part quelques petites mottes isolées, couvre un « cercle de 25 mètres environ de diamètre.

« *Expérience n° 2.* — Le bruit de la détonation est « très sourd, mais la gerbe de terre soulevée, beaucoup « plus dense, s'élève à 25 ou 30 mètres de hauteur. La « masse des projections recouvre un cercle de 30 à 32 « mètres de diamètre moyen, quelques petites mottes « s'étalant tout autour jusqu'à une distance maxima de « 55 mètres.

« *Expérience n° 3.* — Le bruit de la détonation est « très faible ; la gerbe, d'une hauteur moyenne de 12 à « 15 mètres, a une forme allongée suivant la longueur « de la galerie. Les projections recouvrent une surface « ayant la forme générale d'une ellipse dont le grand « axe aurait 47 mètres environ et le petit axe 28 mètres. « Les petites mottes isolées sont retombées à une « distance maximum de 65 mètres du centre de la « dynamitière.

« Aucune brique provenant d'une partie voûtée n'est « apparente.

FIG. 7.



Expériences du 7 août 1897, à la carrière Sainte-Elisabeth.
Plan. — Echelle de 0m,0005 p. m.

LÉGENDE

P_1, P_1. — Poteaux placés près de la partie supérieure du fourneau n° 1.
P_2, P_2. — — — n° 2.
P_3, P_3. — — — n° 3.
P_4, P_4. — — — n° 4.
M_2, M_2. — Mottes de terre projetées par l'explosion du fourneau n° 2.
M_3, M_3. — — — n° 3.
M_4, M_4. — — — n° 4.
Excavation produite au-dessous du sol naturel.
Pourtour du sommet des lèvres de l'excavation.
Surface occupée par la terre projetée.
Surface où les fanes des pommes de terre ont été abîmées.

Les fourneaux n° 1 et n° 2 ont été chargés ainsi qu'il avait été dit dans la Note envoyée par la Commission des substances explosives, le 4 août 1896.

Les fourneaux n° 3 et n° 4 ont été chargés en mettant une caisse de 20 kg. de dynamite par mètre et en reliant les caisses entre elles au moyen d'un cordeau détonant muni d'une capsule à chaque extrémité.

FIG. 8.

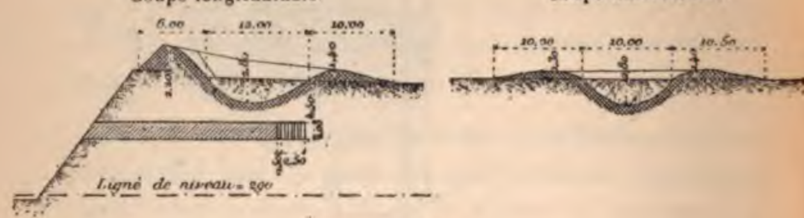
FOURNEAU N° 1.

Coupe longitudinale. Coupe transversale.



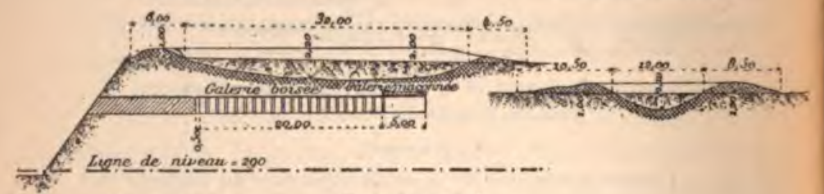
FOURNEAU N° 2.

Coupe longitudinale. Coupe transversale.



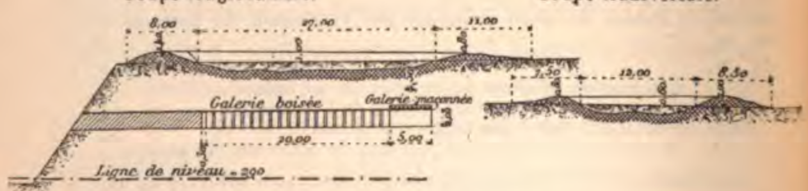
FOURNEAU N° 3.

Coupe longitudinale. Coupe transversale.



FOURNEAU N° 4.

Coupe longitudinale. Coupe transversale.



Expériences du 7 août 1897, à la carrière Sainte-Elisabeth.
Coupe des excavations. — Echelle de 0m,00125 p. m.

« *Expérience n° 4.* — Le bruit de la détonation, la « densité et la hauteur de la gerbe diffèrent peu des « résultats obtenus dans la deuxième expérience.

« Les longueurs des axes de l'ellipse recouverte par la « masse des projections sont d'environ 43 et 29 mètres. « Des petites projections isolées sont allées retomber « à une distance maximum de 80 mètres, mais elles ne « représentent que des fragments insignifiants.

« Un certain nombre de briques provenant de la « partie maçonnée au fond de la galerie, sont retrouvées « à la surface du sol, les plus éloignées à 22 mètres « environ de leur emplacement primitif.

« L'entonnoir formé a une profondeur de 2^{m},10 à « 2^{m},20, une longueur de 32 mètres et une largeur de « 10 mètres.

« Il y a d'ailleurs lieu de remarquer ici que, dans la « pratique, les distances de ces projections ne pour- « raient que diminuer encore. Chaque dynamitière « souterraine aurait, en effet, une galerie d'accès par « où s'échapperait plus ou moins directement, suivant « la forme donnée à cette galerie, une partie des gaz « produits par l'explosion, en atténuant dans une cer- « taine proportion la violence des effets extérieurs.

« La Commission estime qu'il est possible de déduire « de tous ces essais les règles que l'on devra suivre « dans l'établissement des dynamitières superficielles.

« Les dangers à prévoir par suite de l'explosion acci- « dentelle d'une dynamitière placée à peu de profon- « deur dans le sol, sont de trois ordres différents :

« 1° Dangers de propagation à l'intérieur par com- « pression ou ébranlement des terres ;

« 2° Dangers dus soit aux projections et chasses « gazeuses, soit à la propagation de l'ébranlement à « l'extérieur, par l'orifice des galeries d'accès aux « dynamitières ;

« 3° Dangers résultant soit des projections extérieures, soit de la propagation de l'ébranlement à l'extérieur dans le cas où la dynamitière fonctionnerait comme fourneau de mines.

1° Dangers de propagation à l'intérieur des terres.

« Toutes les expériences exécutées montrent que l'action transmise à travers les terres est annihilée à une distance très faible.

« Les formules du génie admettent que si l'on appelle h la profondeur à laquelle il faudrait placer une charge de poudre pour obtenir le fourneau ordinaire d'indice égal à l'unité, la distance maximum au-delà de laquelle une galerie n'éprouve pas de dommages sérieux, est donnée par la relation

$$d = 1.75\ h$$

« Le tableau ci-après donne, suivant la nature des terrains et les charges des dynamitières, les distances ainsi calculées :

Charge de dynamite.	Terre légère.	Terre mélee de pierres.	Roc ou bonne maçonnerie.
200	12	10	9
500	16	14	12
1.000	21	17	15
1.500	24	20	17
2.000	26	22	19

« Les nombres donnés pourront, en particulier, être considérés comme représentant les épaisseurs de terre à ménager entre deux dynamitières, dans le cas où l'établissement de plusieurs magasins paraîtrait avantageux.

2° Dangers résultant de l'ouverture de la galerie d'accès aux dynamitières.

« L'expérience exécutée à Blanzy le 21 décembre « 1895, a permis de répondre à cette deuxième partie « du problème. Il suffit de faire déboucher la galerie « d'accès en tranchée devant un merlon, dans lequel « on aura eu soin de ménager une chambre réceptrice « capable de recueillir et de fixer les matériaux pro- « jetés.

3° Dangers à craindre lorsque la dynamitière fonctionne comme fourneau de mine.

« Deux cas principaux peuvent être considérés : ou « bien l'on disposera de terrains dont la nature et la « configuration seront telles qu'il sera possible d'établir « les magasins à une profondeur assez grande pour « que, si une explosion accidentelle vient à se pro- « duire, les effets se réduisent à un camouflet, sans « formation d'entonnoir, ni projections supérieures ; « ou bien, au contraire, on ne pourra établir ces maga- « sins qu'à une profondeur relativement faible et les « projections extérieures seront à prévoir.

1er cas. — « Tous les résultats d'expériences mon- « trent que si une charge de poudre placée à une cer- « taine profondeur donne un fourneau ordinaire, une « charge égale de dynamite, placée à une profondeur « double dans ce même terrain, agira au plus comme « camouflet limite ; il est possible en partant de ces « données de calculer les épaisseurs de terre à con- « server au-dessus des magasins pour n'avoir à craindre « aucune projection supérieure. Les nombres des « tableaux suivants ont été calculés de cette façon.

Dynamitière à charge condensée.

Charge de dynamite.	Terre légère.	Terre mêlée de pierres.	Roc ou bonne maçonnerie.
200	10	8	7
500	14	11	10
1.000	18	15	13
1.500	21	17	15
2.000	23	19	17

« Dans le cas où l'approvisionnement serait réparti « dans un magasin en forme de galerie allongée, les « épaisseurs comprises dans le tableau précédent « pourraient être sensiblement diminuées. La Commis- « sion estime d'après les résultats des expériences « qu'elle a fait exécuter que pour un allongement de « la charge égal à trois fois l'épaisseur correspondante « du tableau précédent, on pourra réduire cette épaisseur « d'un tiers.

Dynamitières à charge allongée répartie uniformément dans toute la longueur

CHARGE de dynamite.	TERRE LÉGÈRE		TERRE MÊLÉE DE PIERRES		ROC ou BONNE MAÇONNERIE	
	Longueur.	Épaisseur.	Longueur.	Épaisseur.	Longueur.	Épaisseur.
200	30	7	26	6	21	5
500	42	9	35	8	30	7
1.000	54	12	45	10	39	9
1.500	63	14	53	12	45	10
2.000	69	15	57	13	50	11

« 2ᵉ *Cas*. — On peut remarquer tout d'abord combien « la présence d'une épaisseur de terre, même faible,

« atténue la violence du bruit de la détonation et « supprime tout dégât possible par l'ébranlement de « l'air même aux plus petites distances.

« En tenant compte des résultats obtenus à Blanzy « et les étendant à des charges plus fortes, d'après « les données fournies par les essais effectués à la « poudrerie de Sevran-Livry on a dressé le tableau « suivant donnant les épaisseurs de terre à ménager « au-dessus des dynamitières pour pouvoir n'exiger « qu'une zone de protection de 50 mètres, le terrain « étant supposé homogène, meuble, ne contenant pas « de grosses pierres, très peu argileux, d'une consis- « tance moyenne au plus égale à celui de Blanzy.

CHARGE DE DYNAMITE	CHARGE CONDENSÉE — Epaisseur.	CHARGE ALLONGÉE	
		Longueur.	Epaisseur.
200	3	16	2
500	4,50	24	3
1.000	6,50	40	5
1.500	8	44	5,50
2.000	9	48	6

« Si l'on ne dispose pas d'un terrain bien homogène, « friable, sans grosses pierres, il sera indispensable « d'enlever la partie située au-dessus des magasins et « de la remplacer par un remblai approprié. De nombreux « exemples tirés des expériences effectuées par le génie « montrent, en effet, que dans les terrains compacts de « nature argileuse et surtout rocheuse, les explosions « de fourneaux de mines peuvent donner lieu à des « projections lointaines et dangereuses, impossibles à « prévoir. Les remblais devront être constitués par du « sable, du gravier, de la terre très sablonneuse, en

« un mot par des matériaux de très faible volume (au « plus 4 centimètres de diamètre) et incapables de « s'agglutiner avec le temps sous l'action des pluies « et de leur propre poids, mais la Commission estime « qu'il suffira d'établir ces remblais sur une épaisseur « de 3 mètres à partir du sol.

« La Commission, avant de clore ses travaux, ne peut « qu'insister sur le progrès réel qui serait réalisé par « la création des magasins souterrains. Il suffit d'une « épaisseur de terre relativement faible pour supprimer « d'une façon absolue, tout ébranlement dangereux et « limiter dans une zone très restreinte la masse des « projections extérieures. Il est certain, au contraire, que « l'explosion fortuite d'une dynamitière actuelle serait « pour le voisinage une cause de réels dangers soit « par la projection des divers matériaux de construction, « que les merlons de protection ne pourraient arrêter « d'une façon complète, soit par l'ébranlement atmos- « phérique dû à la détonation ; de nombreux exemples « montrent en effet que cet ébranlement se transmet « avec une grande intensité à des distances consi- « dérables. »

Il résulte de l'ensemble de ces recherches que les conditions actuelles de sécurité des magasins d'explosifs peuvent être considérablement améliorées par l'emploi de dispositifs d'une réalisation facile et relativement peu coûteuse. Cet accroissement de sécurité permet de diminuer les exigences de la réglementation auxquelles l'établissement de ces dépôts était jusqu'ici astreint.

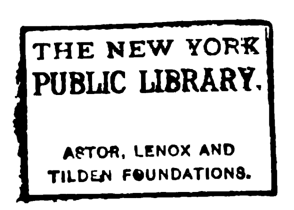
Pour les magasins souterrains, l'emploi des logements isolés maçonnés renfermant chacun une seule caisse de dynamite permet de restreindre la limitation des quantités d'explosifs accumulés dans la mine.

Pour les magasins superficiels l'emploi d'une couverture de terre suffisamment épaisse permet de réduire

de 500 mètres à 50 mètres l'étendue de la zone de protection dans laquelle il ne doit pas y avoir d'habitations autour d'une dynamitière.

Il est à désirer qu'une nouvelle réglementation sur la matière vienne rapidement sanctionner un progrès qui peut être considéré comme définitivement acquis.

Le 20 février 1900.



LES EXPLOSIFS

DANS LES

MINES DE HOUILLE DE BELGIQUE

Par M. Victor WATTEYNE,
Ingénieur en chef, Directeur des Mines, à Bruxelles,

et M. Lucien DENOEL,
Ingénieur au Corps des Mines, à Bruxelles.

CHAPITRE Ier

Importance de la question. Données statistiques sur les inflammations de grisou en Belgique.

Parmi les questions qui intéressent la sécurité des mines, il en est peu qui surpassent en importance celle de l'emploi des explosifs.

C'est en effet cet emploi qui, dans nos mines modernes, bien ventilées et pourvues des appareils d'éclairage les plus perfectionnés, occasionne de beaucoup les plus fréquentes et les plus désastreuses explosions.

A l'appui de ce qui vient d'être dit, nous nous contenterons de citer, comme l'a déjà fait précédemment l'un de nous (1), les statistiques dressées par feu l'ingénieur en chef Roberti-Lintermans, notre prédécesseur

---

(1) V. Watteyne. — Emploi des Explosifs dans les mines de houille de Belgique. Statistiques comparatives. Ed. Narcisse, 1895, et *Annales des Mines de Belgique*, tome I.

dans le Service des accidents miniers et du grisou en Belgique, à propos d'une étude sur les inflammations de grisou survenues en ce pays (1).

Nous lisons en effet dans ce travail que, dans la période de 1821-1850, les explosions dues à l'emploi des explosifs intervenaient pour 21,7 °/₀ dans le nombre total ; dans la période de 1851 à 1880 cette intervention était de 37,4 °/₀ et, dans la période de 1881 à 1890, elle s'élevait à 64 °/₀.

Ainsi qu'il a été signalé dans l'ouvrage précité, cet accroissement relatif s'explique aisément :

D'une part, toutes les mines quelque peu grisouteuses sont maintenant éclairées au moyen de lampes dont la sûreté est, sinon absolue, du moins très grande ; ensuite une ventilation active et une surveillance vigilante rendent rares les accumulations de grisou en proportions telles qu'elles forment un mélange explosible.

D'autre part, tandis que l'exploitation sans cesse plus intensive a fait s'accroître l'emploi des explosifs, l'augmentation de la profondeur a rendu les veines plus grisouteuses, de sorte que le grisou, quoique en proportion faible, se trouve plus fréquemment que jadis en mélange dans le courant d'air normal ; or, si l'on considère que l'augmentation de la profondeur et les progrès de la ventilation ont rendu nos mines de plus en plus sèches et poussiéreuses ; que les poussières soulevées par la secousse de la mine elle-même ont la propriété de rendre explosible une atmosphère qui ne le serait pas sans cela, on comprendra combien sont

---

(1) F. Roberti-Lintermans. — Les Inflammations de grisou dans les mines de houille de Belgique. Etude analytique. *Annales des travaux publics*, 1re série, t. L. I.

fréquentes les causes d'inflammation par l'emploi des explosifs, même dans des exploitations où des lampes, fussent-elles défectueuses, pourraient, sans danger réel, être promenées dans toute l'étendue des travaux.

Mais l'importance de la question qui nous occupe résulte non seulement de ce qu'il s'agit d'un danger grave, permanent pour ainsi dire dans nos mines, mais aussi de ce que ce danger est susceptible d'être écarté, du moins en grande partie. Ce n'est donc pas seulement un sujet qu'il est *intéressant* de traiter, mais c'est surtout un sujet qu'il et *utile* de traiter.

Pour mettre ce point en lumière, nous réunirons en un seul tableau comparatif les données statistiques relatives aux inflammations de grisou pendant la décade 1880-1889 et pendant la décade 1890-1899.

En outre des chiffres qui concernent l'ensemble de la Belgique, nous donnons séparément ceux qui concernent le *Borinage* seulement, qui sont les plus intéressants ainsi qu'on le verra bientôt.

Inflammations de grisou avec ou sans suites graves, survenues

A. En Belgique.

PÉRIODES DÉCENNALES	INFLAMMATIONS QUELLE QUE SOIT LA CAUSE				INFLAMMATIONS DUES A L'EMPLOI DES EXPLOSIFS				PROPORTION dans laquelle intervient l'emploi des explosifs dans le nombre	
	NOMBRE		PROPORTION par an et par 10000 ouvriers occupés dans les travaux du fond		NOMBRE		PROPORTION par an et par 10000 ouvriers du fond			
	d'inflammations	de tués	inflammations	tués	d'inflammations	de tués	inflammations	tués	d'inflammations	de tués
1880-1889	68	455	0.87	5.81	43	412	0.55	5.28	63 %	90 %
1890-1899	63	258	0.71	2.8	35	61	0.39	0 70	55 %	23 %

B. Dans le Borinage (Couchant de Mons) seulement.

PÉRIODES DÉCENNALES	d'inflammations	de tués	inflammations	tués	d'inflammations	de tués	inflammations	tués	d'inflammations	de tués
1880-1889	21	266	0.90	11.30	17	230	0.72	9.75	81 %	87 %
1890-1899	9	24	0.38	1.00	6	7	0.25	0.30	66 %	29 %

De ce tableau, nous tirons les enseignements uivants :

1° Dans l'ensemble du pays, pendant la période décenale 1880-1889, il y a eu 68 explosions faisant ensemble 55 victimes, ce qui donne annuellement une moyenne e 0,87 accidents et 5,81 tués par 10.000 ouvriers occupés dans les travaux du fond.

De ces accidents, 43, soit les 63 centièmes ont été occasionnés par l'emploi des explosifs, et des 455 tués, 412, soit les 90 centièmes, ont péri dans des accidents dus à cette même cause.

2° Tout autre a été la période 1890-99 où les proportions d'accidents et du nombre d'ouvriers tués par 10.000 ouvriers du fond n'ont été respectivement que de 0,71 et de 2,8, mais où surtout l'on constate que les accidents dus à l'emploi des explosifs ne dépassent guère en nombre la moitié du total, et restent en dessous du quart pour le nombre de victimes qui, au lieu d'être de 5,28 par 10.000 ouvriers du fond, n'a plus été que de 0,70.

Il y a donc là un recul extrêmement important et qui donnerait un démenti à ce que nous disions précédemment de l'importance croissante du danger de l'emploi des explosifs, si une cause nouvelle n'était intervenue.

Or, cette cause nouvelle c'est précisément : d'une part, la réduction et même la suppression, réalisée dans un certain nombre de charbonnages les plus dangereux, de l'emploi des explosifs et, d'autre part, la généralisation de l'emploi des *explosifs de sûreté* remplaçant la poudre noire en usage presque partout dans les mines belges avant cette période.

Loin donc d'infirmer la thèse exposée dans ce premier chapitre, cette constatation la confirme d'une façon

éclatante en faisant voir, que si le mal était grand, on n'a pas tardé, aussitôt qu'on s'est mis à le combattre, à constater l'efficacité des remèdes apportés.

La démonstration est bien plus manifeste encore si au lieu de considérer ensemble toutes les régions minières de la Belgique, on ne considère que la région qui était pour ainsi dire la terre classique des explosions du grisou : nous avons nommé le *Couchant de Mons* ou le *Borinage.*

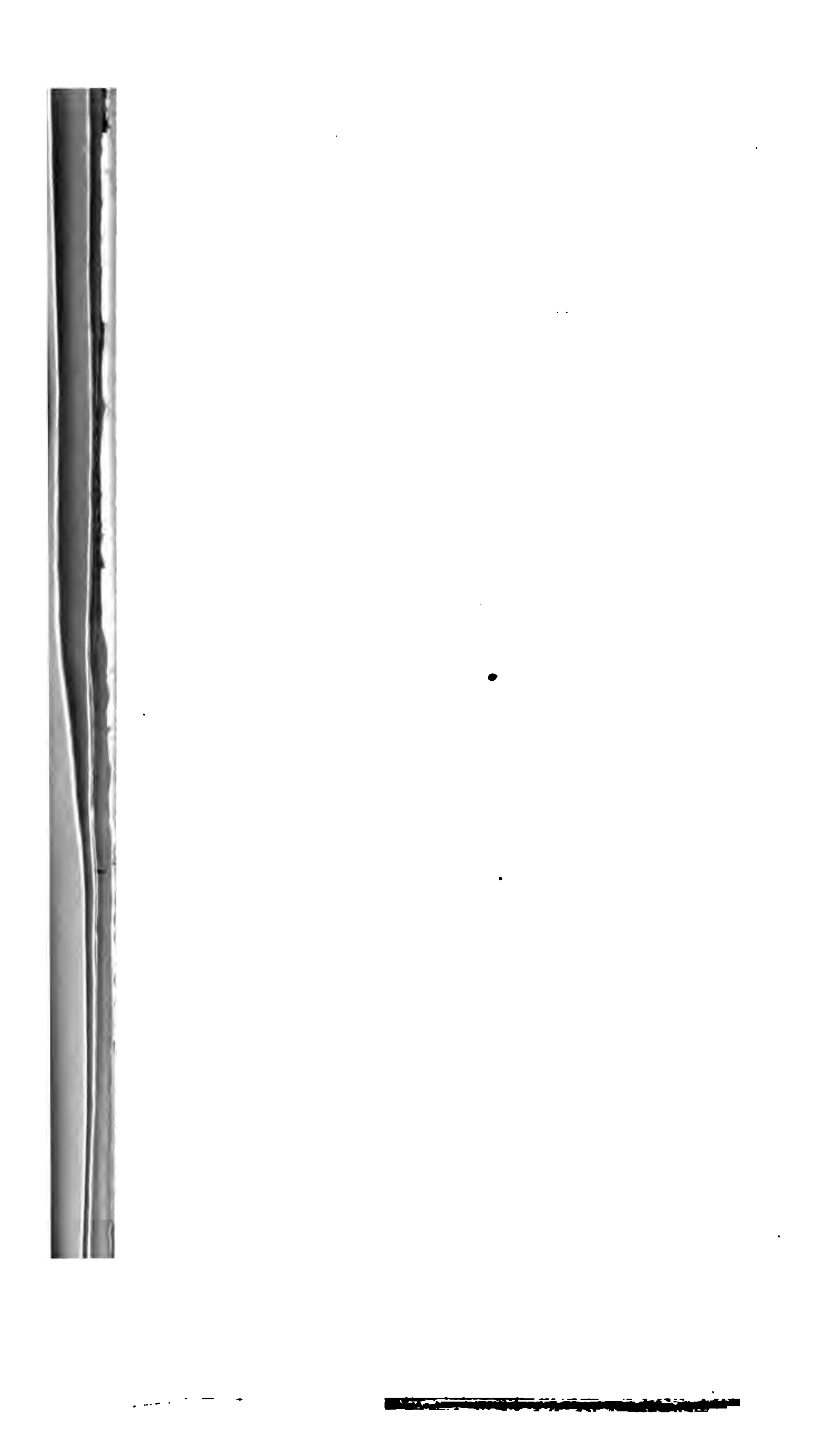
Nous voyons en effet que, dans la période de 1880-1889, peu différente sous ce rapport de celles qui l'ont précédée, le Borinage où la population ouvrière n'est que le $^1/_4$ de celle de l'ensemble du pays, intervient pour $^1/_3$ dans le nombre d'accidents et pour bien plus que la $^1/_2$ dans le nombre de victimes ; la proportion d'ouvriers tués, par 10.000 ouvriers du fond, atteignait 11,30 pour toutes les inflammations, et 9,75, soit 87 % de l'ensemble, pour les explosions dues à l'emploi des explosifs.

Mais là où le mal était plus grand les remèdes apportés ont été les plus énergiques, et, comme nous le verrons dans le chapitre suivant, peu après 1887, année où une terrible explosion occasionnée par l'emploi des explosifs (la catastrophe de « La Boule » à Quaregnon) a fait d'un seul coup 120 victimes, les moyens mécaniques et les explosifs de sûreté sont venus progressivement réduire à des proportions infimes, l'emploi des explosifs dangereux en usage précédemment.

Les résultats ont été remarquables.

Pendant toute cette période 1890-1899, cette région, devenue presque sinistre par les nombreuses catastrophes qui l'ont désolée, a perdu au total 24 ouvriers par les explosions de grisou, dont 7 seulement par des explosions dues à l'emploi des explosifs.

Par 10.000 ouvriers du fond, au lieu du chiffre



… CHARBON EXTRAIT			COUCHES EXPLOITÉES		DENSITÉ DU MINAGE AU COUPAGE DES VOIES
TOUS LES TRAVAUX					
Dynamites et autres explosifs brisants à l'exception de ceux dits de sûreté	Explosifs dits de sûreté	Explosifs de toute espèce	Nombre	Ouverture moyenne en mètres	
11	12	13	14	15	16
8.368 12	9.106 13	17.374 25	61	0.87	8
4.055 5	11.164 14	15.219 19	43	0.94	6
6.413 7	11.705 14	18.118 21	48	0.91	5
4.704 5	10.735 10	15.439 15	57	0.82	2
6.413 7	11.705 14	18.118 21	48	0.91	5
2.800 6	3.487 8	10.489 24	23	0.93	1
4.250 8	3.700 8	11.775 24	23	0.90	0
1.750 3	2.092 4	6.166 11	21	0.93	0
2.205 3	1.350 2	5.468 8	29	1.10	0
1.750 3	2.092 4	6.166 11	21	0.93	0
11.168 9	12.493 11	27.863 24	84	0.89	5
8.305 7	14.864 11	26.994 21	66	0.92	4
8.163 6	13.797 10	24.284 18	69	0.92	3
6.909 4	12.085 7	20.907 12	86	0.93	1
8.163 6	13.797 10	24.284 18	69	0.92	3

énorme de 9,75 tués par des accidents dus à cette cause, dans les dix années 1880-1889, nous n'en avons plus, dans la décade 1890-1899, que la proportion minime de 0,30.

Un tel résultat est tellement satisfaisant que nous avons cru ne pouvoir mieux faire que de le mettre en pleine lumière comme un encouragement puissant à l'occasion de ce Congrès où l'on s'occupera précisément de rechercher les moyens de continuer l'œuvre commencée, œuvre si féconde en résultats humanitaires.

CHAPITRE II

Progrès accomplis en Belgique dans l'emploi des explosifs.

Il est bon de rappeler tout d'abord, en vue de l'intelligence des données statistiques qui vont suivre, que les mines de houille ont été classées en Belgique par le règlement du 28 avril 1884, en 4 catégories : les mines non grisouteuses ; les mines à grisou de 1re catégorie peu grisouteuses ; les mines à grisou de la 2e catégorie ou franchement grisouteuses, et les mines à grisou de la 3e catégorie qui sont celles sujettes à des dégagements instantanés de grisou.

Plus tard, le règlement promulgué par arrêté royal du 13 décembre 1895 a subdivisé les couches exploitées dans les mines de la 2e catégorie en 2 classes A et B suivant que le dégagement de grisou y est modéré ou abondant.

De là, en réalité, 5 catégories de mines dont 4 de mines grisouteuses.

Le règlement de 1884 avait prescrit diverses mesures destinées à restreindre l'emploi des explosifs.

Ces mesures consistaient notamment dans l'interdiction, sauf autorisation préalable, du minage :

1° Dans toutes les mines à grisou, pour l'abatage de la houille ;

2° Dans les mines de la 2e et de la 3e catégorie, pour l'ouverture de la galerie supérieure de retour d'air et pour les travaux préparatoires en veine aérés par un courant d'air descendant ;

3° Dans les mines de la 3e catégorie pour le coupage de toutes les voies, à l'exception de celles ventilées par un courant d'air frais n'ayant passé sur aucun étage en activité.

Le règlement de 1895 renforça singulièrement les mesures restrictives de l'emploi des explosifs et notamment de l'emploi des explosifs lents, reconnus depuis longtemps déjà comme de beaucoup les plus dangereux vis-à-vis du grisou et des poussières charbonneuses.

Les mesures nouvelles furent :

1° L'interdiction de l'emploi des explosifs lents (poudre noire, etc.) pour le coupage et le recarrage des voies de toutes les mines franchement grisouteuses (2e et 3e catégories) ;

2° L'interdiction dans les mêmes mines et pour les mêmes opérations, des procédés d'amorçage susceptibles de projeter des flammes ou des matières en ignition en dehors des fourneaux de mines ;

3° L'interdiction de l'emploi de tous explosifs quels qu'ils soient pour les cas les plus dangereux de coupage et de recarrage des voies dans les mines à grisou des diverses catégories ;

4° L'interdiction du minage dans les endroits poussiéreux.

Aucune statistique relative à l'emploi des explosifs n'ayant été faite avant 1887, les éléments nous manquent pour apprécier quelle a été l'influence du règlement de 1884 sur l'emploi des explosifs dans les mines de Belgique.

Il en est autrement de la suite de la mise en application du règlement de 1895, et nous verrons bientôt que les prescriptions nouvelles ont eu une influence sensible sur la quantité et plus encore sur la qualité des explosifs employés dans les mines de houille de Belgique.

La première statistique relative à l'emploi des explosifs dans les mines de houille de Belgique, a été dressée pour l'année 1887.

Les mêmes renseignements furent recueillis pour l'année 1888, puis seulement 5 ans après, pour 1893, puis pour 1894 et les années suivantes.

Nous laisserons de côté les résultats de l'année 1887, entachés nécessairement de plusieurs inexactitudes, cette statistique étant d'un genre tout nouveau et les éléments n'ayant pas été réunis sans difficultés.

Nous avons même des raisons de croire que les chiffres de 1888 ne sont pas non plus tous exacts, certains d'entre eux sont, croyons-nous, un peu faibles. Aussi ne les rappelons-nous guère dans le résumé que nous allons faire de cette statistique spéciale.

Lorsque l'un de nous fut appelé par M. le Directeur général des Mines, pour réunir et condenser les données recueillies et groupées, par circonscription administrative, par MM. les Ingénieurs en chef Directeurs des divers arrondissements, il introduisit un terme nouveau destiné à donner une idée de l'intensité plus ou moins grande avec laquelle on faisait emploi des explosifs pour le coupage des voies (bosseyements) des diverses couches. Ce terme, auquel il donna le nom de *densité*

du minage, est le produit du nombre représentant en mètres l'ouverture de la couche par celui représentant le nombre de kilogrammes d'explosifs de toute espèce employés pour le coupage des voies par 1000 tonnes extraites.

La quantité de roches à abattre, pour établir dans une couche les galeries à la hauteur voulue, étant, toutes autres choses égales, fonction inverse de l'ouverture de la couche, *la densité du minage*, bien qu'elle soit donnée par un produit, ce qui paraît contradictoire avec le mot « densité », est en réalité une expression approchée du rapport de la quantité d'explosifs employés au cube des roches à abattre.

Ce terme ne constitue évidemment qu'une approximation, mais il rend des services dans une statistique de ce genre, en permettant d'apprécier, par un seul nombre de 2 chiffres au maximum, si l'on fait, dans telle ou telle couche, un emploi relativement restreint ou étendu des explosifs.

Les tableaux qui suivent constituent la récapitulation des statistiques dressées pour les années 1893, 1894, 1895, 1897 et 1898. Il n'a pas été dressé de statistique pour l'année 1896, parce que cette année, qui a commencé immédiatement après la promulgation du règlement de 1895, n'a été qu'une année de transition pendant laquelle le classement des mines a été remanié et complété en vertu du nouveau règlement.

Si nous laissons subsister ici le tableau relatif aux mines non grisouteuses, c'est plutôt pour servir de point de comparaison. Ces mines n'offrent, en effet, aucun intérêt au point de vue qui nous occupe, car non seulement elles ne sont pas grisouteuses, mais elles ne sont généralement pas non plus poussiéreuses, et par conséquent il n'y a dans ces mines aucun danger d'explosion.

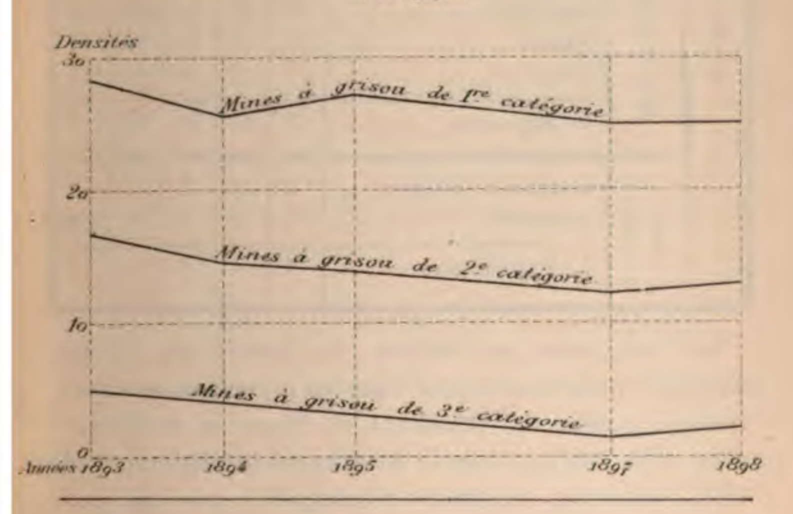
On trouvera en annexe les noms des explosifs que nous avons rangés dans les diverses catégories, ainsi que la composition de ceux dits de sûreté et d'une partie des explosifs brisants.

Nous allons dégager quelques chiffres des tableaux généraux, pour montrer les progrès qui ont été accomplis, d'une part, dans le sens de la réduction de l'emploi des explosifs quels qu'ils soient, d'autre part, dans le sens du remplacement des explosifs lents par des explosifs moins dangereux.

Voici un tableau donnant la densité du minage pour les années 1893, 94, 95, 97 et 98 et pour les diverses catégories de mines dans les divers bassins (1). (Voir diagramme n° 1.)

DIAGRAMME N° 1.

Densité du minage au coupage des voies dans les mines de houille de Belgique.



(1) Certains des tableaux qui figurent dans la présente notice ont été déjà donnés dans notre dernier travail sur l'Emploi des Explosifs dans les mines de houille de Belgique en 1898. *Annales des Mines de Belgique*, t. IV.

Densité du minage au coupage des voies.

			1893	1894	1895	1897	1898
Mines non grisouteuses		Couchant de Mons	17	18	18	22	21
		Centre	20	27	25	29	31
		Charleroi	44	43	33	34	33
		Namur	26	33	32	60	27
		Liège	35	32	32	32	37
		Le Royaume	27	30	27	30	31
Mines à grisou	de la 1re catégorie	Couchant de Mons	19	16	18	15	14
		Centre	24	14	24	22	23
		Charleroi	33	31	29	23	23
		Namur	29	26	27	40	32
		Liège	35	36	37	34	37
		Le Royaume	29	26	27	25	25
	de la 2e catégorie	Couchant de Mons	14	11	10	10	11
		Centre	11	13	23	8	9
		Charleroi	17	17	14	12	15
		Namur	22	12	15	11	15
		Liège	17	17	18	14	14
		Le Royaume	17	15	14	12	13
	de la 3e catégorie	Couchant de Mons	8	6	5	2	3
		Charleroi	1	0	0	0	0
		Le Royaume	5	4	3	1	2

On voit, dans ce tableau, la densité du minage diminuer progressivement dans les mines grisouteuses. Dans le bassin du Couchant de Mons la diminution avait déjà été importante bien avant le règlement de 1895, aussi ce règlement n'exerça-t-il pas sur cette région la même influence que sur les autres bassins où l'on constate une chute sensible entre les chiffres de 1895 et ceux de 1897.

x dan
1898

1993
.275
.475
.127
2.493
98.352
»
5

Dans ces derniers temps, le mouvement s'est arrêté et il y a même une tendance au relèvement. Les nombreuses dérogations accordées aux prescriptions réglementaires, dérogations qui s'accordent d'autant plus facilement que l'on dispose maintenant d'explosifs offrant un haut degré de sûreté, sont la cause de ce relèvement, regrettable cependant, car l'emploi des explosifs qui méritent le mieux le nom d'explosifs de sûreté est encore bien loin d'être comparable, au point de vue de la sécurité des mines grisouteuses et poussiéreuses, aux moyens mécaniques.

Le progrès a été plus continu et plus marquant en ce qui concerne la qualité des explosifs employés.

Le règlement de 1895 s'est surtout attaqué à la poudre noire et aux explosifs lents, mettant sur le même pied les explosifs de sûreté et les explosifs brisants ordinaires.

Néanmoins les explosifs de sûreté ont prévalu dans certaines régions où leur emploi exclusif est une condition des dérogations accordées.

Les tableaux suivants permettent d'apprécier la marche décroissante de l'emploi des explosifs lents.

		Quantités en kilogr. d'explosifs brisants et de sûreté consommés pour tous travaux	Proportion % de la consommation totale d'explosifs
1893	Mines non grisouteuses	16.700	5
	Mines à grisou de la 1re catégorie.	69.380	22
	id. 2e id. .	115.573	37
	id. 3e id. .	28.661	85
	Toutes les mines	225.314	23
1894	Mines non grisouteuses.........	18.723	6
	Mines à grisou de la 1re catégorie.	75.712	25
	id. 2e id. .	123.114	40
	id. 3e id. .	23.164	85
	Toutes les mines...............	240.718	26
1895	Mines non grisouteuses.........	12.473	4
	Mines à grisou de la 1re catégorie.	83.066	28
	id. 2e id. .	114.588	39
	id. 3e id. .	21.960	90
	Toutes les mines..............	232.087	25
1897	Mines non grisouteuses.........	15.572	5
	Mines à grisou de la 1re catégorie.	113.542	36
	id. 2e { A.......	160.497	70 } 74
	id. 2e { B.......	51.068	88 } 74
	id. 3e	18.994	91
	Toutes les mines	359 673	39
1898	Mines non grisouteuses.........	16.930	6
	Mines à grisou de la 1re catégorie.	139.132	40
	id. 2e { A......	202.294	82 } 84
	id. 2e { B......	57.641	93 } 84
	id. 3e .	21.422	100
	Toutes les mines	437.419	46

On constate par ce tableau que, dans les mines non grisouteuses, la proportion des explosifs brisants ou de sûreté consommés est faible et reste presque constante, variant entre 4 et 6 °/₀ de la consommation totale. Nous avons déjà fait remarquer que, dans ces mines, la sécurité n'est pas intéressée à l'emploi de tel genre d'explosifs plutôt que de tel autre ; l'exploitant utilise donc celui qui lui convient le mieux; et le fait que, dans ces mines, les explosifs lents sont encore presque exclusivement consommés, suffit à prouver que les exploitants considèrent ces explosifs comme les plus avantageux à employer au point de vue économique ; c'est donc un sacrifice fait en faveur de la sécurité que l'emploi, dans les mines grisouteuses, des autres genres d'explosifs.

Or, nous voyons, dans toutes ces dernières mines, la consommation relative des explosifs brisants grandir chaque année et être d'autant plus élevée qu'il s'agit de mines plus dangereuses. En 1898 la proportion atteint 40 °/₀ dans les mines de la 1re catégorie, 82 °/₀ dans les mines de la 2e catégorie exploitant les couches de la classe A, 93 °/₀ dans celles exploitant les couches de la classe B, et enfin, dans les mines de la 3e catégorie 100 °/₀, c'est-à-dire que la suppression de la poudre noire a été réalisée d'une façon complète dans ces mines.

En 1897, les chiffres correspondants avaient été de 36 °/₀, 70 °/₀, 88 °/₀ et 91 °/₀. Il y a donc un progrès accompli régulièrement dans toutes les catégories de mines à grisou.

Le progrès est plus marqué encore si, au lieu de considérer les travaux en général, on n'envisage que l'opération la plus dangereuse, c'est-à-dire le coupage des voies.

Le tableau ci-dessous où nous mettons en regard les proportions de poudre noire consommée pendant les années 1893, 1894, 1895, 1897 et 1898 dans les diverses catégories de mines, indique à quelle quantité minime se réduit la consommation d'explosifs lents dans les mines franchement grisouteuses.

	PROPORTIONS de poudre noire ou d'explosifs lents par rapport à la consommation totale d'explosifs pour le coupage des voies				
	1893	1894	1895	1897	1898
Mines non grisouteuses......	93 %	93 %	95 %	90 %	91 %
Mines à grisou de la 1re catég..	73 %	68 %	68 %	61 %	58 %
id. 2e A....	63 %	60 %	62 %	22 % } 20 %	11 5 } 10 %
id. 2e B....				2 1/2 %	0
id. 3e ..	4 %	0	0	0	0

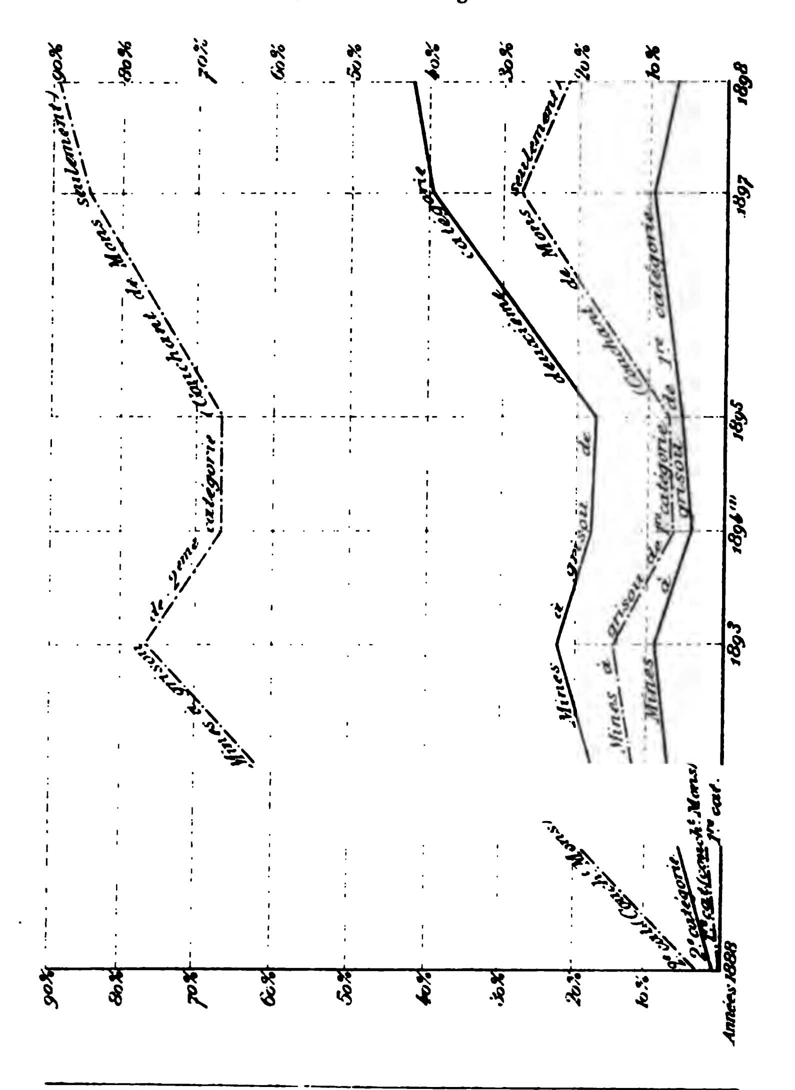
C'est dans ce tableau que l'on constate surtout l'influence exercée par le règlement de 1895, à la suite duquel la proportion d'explosifs lents employés pour le coupage des voies est tombée de 62 °/₀ à 20 °/₀.

Voyons maintenant quelle a été la marche en avant des explosifs de sûreté qui, ainsi qu'il est dit plus haut, ne sont pas prescrits par le règlement, mais sont employés spontanément par les exploitants ou encore sont imposés par plusieurs chefs de service lors des dérogations aux prescriptions du règlement.

Le tableau suivant donne les proportions °/₀ d'explosifs de sûreté par rapport à la consommation totale d'explosifs employés pour le coupage des voies pendant les années 1888, 1893, 1894, 1895, 1897 et 1898 dans les mines grisouteuses des divers bassins. (Voir diagramme n° 2).

DIAGRAMME N° 2

indiquant les proportions % d'*explosifs de sûreté*, par rapport à la consommation d'explosifs de toute espèce, consommés pour le coupage des voies dans les mines à grisou de 1re et de 2e catégorie.



(1) Le recul apparent de 1893 à 1894 provient de ce qu'en 1893 certains explosifs brisants ordinaires avaient été compris parmi les explosifs de sûreté.

Disons une fois pour toutes qu'il ne faut pas attribuer une importance exagérée aux chiffres concernant les bassins de Namur et, pour les mines de 2[e] catégorie, du Centre, car il n'y a, dans ces bassins, qu'un nombre très restreint de mines et les chiffres peuvent, pour une cause ou pour une autre, subir de très fortes fluctuations sans que ces fluctuations aient une signification bien sérieuse.



		1888	1893	(1) 1894	1895	1897	1898
Mines à grisou de la 1re catégorie	Couch[t] de Mons......	0 %	15 %	7 %	7 %	28	21
	Centre	0	0	2	8	17	5
	Charleroi	0	5	8	9	16	16
	Namur.............	0	13	3	4	0	1
	Liège	0	18	0	0	2	0
	Le Royaume.........	0	10	5	6	10	7
Mines à grisou de la 2e catégorie	Couch[t] de Mons......	3	77	67	67	84	88
	Centre	0	33	100	100	19	0
	Charleroi	0	9	9	8	30	33
	Namur..............	0	2	7	6	8	1
	Liège	1	3	0	1	24	25
	Le Royaume	1	22	19	17	39	41
Mines à grisou de la 3e catégorie	Couch[t] de Mons......	11	68	83	92	88	89
	Charleroi............	» (2)	»	»	»	»	»
	Le Royaume	11	68	83	92	88	89

(1) Il y a en 1894 par rapport à 1893 un recul apparent de l'emploi des explosifs de sûreté ; cela provient de ce que certains explosifs avaient été classés en 1893 dans la catégorie des explosifs de sûreté, alors que, dans la suite, ils ont pris place dans la catégorie des explosifs brisants.

(2) On n'a pas employé d'explosifs du tout pour le coupage des voies.

Comme on le voit, l'emploi des explosifs de sûreté a fait un grand pas entre 1896 et 1897, conséquence de l'application du règlement de 1895.

Mais on constate également que le progrès ne s'est pas accompli avec la même intensité dans les diverses régions minières de la Belgique.

Les chiffres qui présentent le plus d'intérêt, si on les rapproche des données statistiques rapportées dans notre premier chapitre sur l'énorme différence qu'il y a entre la période 1890-99 et les périodes précédentes au point de vue de la fréquence des explosions de grisou et du nombre des victimes, ce sont ceux relatifs au *Couchant de Mons ou Borinage*, surtout dans les mines franchement grisouteuses.

Nous y voyons l'emploi des explosifs de sûreté commencer en 1888, pour atteindre successivement 67,84 et 88 °/₀ de la consommation totale.

Si l'on ajoute à cette constatation celle que l'emploi des explosifs quels qu'ils soient a également été progressivement réduit, on ne peut s'empêcher de voir dans ce rapprochement entre le nombre réduit des explosions de grisou et la consommation restreinte des explosifs les plus dangereux, autre chose qu'une simple coïncidence. Un tel résultat, pendant une période aussi prolongée, doit, pensons-nous, constituer une relation de cause à effet, et nous n'hésitons pas à la considérer comme une preuve indiscutable que l'on est dans la bonne voie en cherchant : d'une part, à réduire autant que possible l'emploi des explosifs, et, d'autre part, quand cette réduction a atteint une limite pratique, à remplacer les explosifs dangereux uniquement employés jadis, par les explosifs modernes auxquels on a donné le nom *d'explosifs de sûreté*.

Les mesures prises dans ce double ordre d'idées méritent donc d'attirer notre attention et nous croyons utile d'entrer dans quelques détails à ce sujet. Cette étude fera l'objet des chapitres suivants.

ANNEXE

Liste des explosifs employés en Belgique classés dans les statistiques sous les rubriques : Explosifs lents, explosifs brisants et explosifs de sûreté.

EXPLOSIFS LENTS

La poudre noire, la pudrolithe, la néoclastite, la lithotrite.

EXPLOSIFS BRISANTS

A) (1). Dynamite et autres produits analogues.

La dynamite guhr, la dynamite gomme, la forcite, la gélatine explosible, la gélignite, la gélatine dynamite, la colinite et la mélinite.

B) Explosifs brisants au nitrate d'ammoniaque.

Les explosifs Favier 1 et 3, la nitroferrite n° 2, la tritorite, la velterine n° 1, la sécurite et la bellite.

EXPLOSIFS DITS DE SURETÉ

L'antigrisou Favier n° 2, la grisoutite, la forcite antigrisouteuse n° 2 de Baelen, les grisoutines (comprenant l'antigrisou d'Arendonck, la fractorite, la forcite

---

(1) Les explosifs brisants A sont les explosifs brisants proprement dits ; les explosifs brisants B sont ceux qui, contenant une proportion plus ou moins forte de nitrate d'ammoniaque, présentent une sécurité relative sensiblement plus grande que ceux de la rubrique A ; quelques-uns d'entre eux sont même reconnus en Angleterre comme explosifs de sûreté.

Ces explosifs sont, dans nos statistiques, confondus sous la même rubrique avec les explosifs brisants ordinaires ; ils entrent pour une certaine proportion dans la consommation des explosifs brisants, pour plus de 50 °/₀ dans le pays de Liège.

de Baelen, types 1 et 4, la gélatine à l'ammoniaque, le flammivore et la gélignite à l'ammoniaque, le nitroferrite n° 1, l'explosif Casteau n° 1, la Dahménite A ou victorite).

Voici les compositions des explosifs classés sous les noms d'explosifs brisants B et d'explosifs de sûreté; la composition des autres présente peu d'intérêt.

EXPLOSIFS BRISANTS B.

Favier n° 1	Nitrate ammonique	87 40
	Binitronaphtaline	12 60
Favier n° 3	Nitrate de soude	64 »
	Nitrate ammonique	17 48
	Nitronaphtaline	18 52
Nitroferrite n° 2	Nitrate ammonique	77 »
	Nitrate de potassium	9 60
	Ferricyanure de potassium	4 »
	Sucre cristallisé	4 80
	Farine grillée	1 80
	Graisse de paraffine jaune	2 80
Tritorite	Nitrate ammonique	70 »
	Binitrobenzol	18 »
	Nitrate de potasse	11 »
	Charbon végétal	1 »
Veltérine n° 1	Nitrate ammonique	83 »
	Binitrobenzol	17 »
Sécurite	Binitrobenzol	20 »
	Salpêtre	80 »
	Oxalate ammonique	3 »
Minolite	Nitrate ammonique	65 »
	Nitrate sodique	20 »
	Trinitronaphtaline	12 »
	Sciure de bois	1 50
	Résine	1 50

EXPLOSIFS DE SURETÉ

Antigrisou Favier n° 2	Nitrate ammonique	80	90
	Chlorure ammonique	7	40
	Binitronaphtaline	11	70
Grisoutite de Matagne et forcite antigrisouteuse n° 2 de Baelen	Nytroglycérine	44	»
	Sulfate de magnésie	44	»
	Cellulose	12	»
Antigrisou d'Arendonck	Nitroglycérine	27	»
	Coton poudre	1	»
	Nitrate ammonique	12	»
Forcite antigrisouteuse de Baelen n° 1	Nitroglycérine	29	40
	Coton nitré	0	60
	Nitrate ammonique	70	»
Fractorite	Nitrate ammonique	90	»
	Colophane	4	»
	Dextrine	4	»
	Bichromate de potasse	2	»
Gélatine à l'ammoniaque	Nitroglycérine	30	»
	Nitrocellulose	3	»
	Nitrate ammonique	67	»
Flammivore	Nitrate ammonique	85	»
	Sulfate ammonique	5	»
	Coton collodion	10	»
Gelignite à l'ammoniaque	Nitroglycérine	29	30
	Coton collodion	0	70
	Nitrate ammonique	70	»
Nitroferrite n° 1	Nitrate ammonique	93	50
	Ferricyanure de potassium	2	90
	Sucre cristallisé	2	50
	Trinitronaphtaline	2	»

Explosif Casteau n° 1	Nitrate ammonique......	90	»
	Nitrodextrine...........	10	»
Dahmenite A ou Victorite.......	Nitrate ammonique......	91	30
	Naphtaline	6	50
	Bichromate de potasse...	2	50

CHAPITRE III

Procédés employés pour attaquer les roches sans le secours des explosifs.

On sait que de nombreux procédés ont été proposés à diverses époques pour réaliser ce desideratum. Tels sont les cartouches à chaux, les coins en bois sec, etc. Malgré quelques essais ayant donné de bons résultats dans des cas particuliers, notamment pour l'abatage du charbon, ces procédés n'ont pas reçu la sanction de la pratique dans la généralité des travaux miniers.

Ils n'ont donc plus qu'un intérêt historique et, par conséquent, ils sortent du cadre de la présente notice.

Les seuls appareils dont l'emploi s'est généralisé sont les aiguilles-coins, dont l'invention est déjà ancienne, mais qui n'ont été d'un usage courant que lorsque de nouveaux moyens ont été inventés pour rendre leur application plus efficace.

En effet, la nécessité de forer des trous d'un diamètre relativement grand pour obtenir des aiguilles un effet utile convenable, restreignait l'usage de celles-ci aux cas des galeries assez vastes pour contenir des perforatrices mécaniques.

Il en a été autrement quand se sont introduites les foreuses à main, très portatives et d'un maniement commode qui, par des dispositions variées, permettaient

de creuser un trou dans des roches de dureté fort variable.

L'emploi de ces foreuses a commencé à se répandre vers 1888 et, les aiguilles-coins ayant reçu elles-mêmes divers perfectionnements susceptibles d'en augmenter l'efficacité, il en est résulté qu'on a pu se dispenser du secours des explosifs dans bien des cas où l'on croyait auparavant ne pouvoir éviter leur emploi.

A la vérité, à part dans des circonstances spéciales où les roches se détachent facilement en blocs de bonnes dimensions sous l'effort des coins, la sécurité obtenue doit se payer par une augmentation réelle des frais et le prix de revient en reçoit quelque atteinte. Cette considération a beaucoup d'importance pendant les périodes, parfois prolongées, où l'industrie minière est peu prospère, car il arrive alors que l'écart est tellement faible, dans maints charbonnages, entre le prix de vente et le prix de revient, que la moindre augmentation de celui-ci peut annihiler le bénéfice et même constituer le charbonnage en perte.

Dans les époques prospères, comme celle que nous traversons, il intervient une autre considération également fort importante et qui vient aussi limiter l'emploi de ces appareils, c'est la rapidité du travail : Il est incontestable que, même lorsque la plus grande facilité d'entretien vient compenser en grande partie l'augmentation des frais qu'entraîne l'emploi des aiguilles, l'inconvénient de la lenteur plus grande subsiste, quoi qu'on fasse.

Voici quelques exemples d'avancements journaliers et du prix de revient par mètre d'avancement dans le bosseyement ou le coupage des voies de quelques couches où l'on a fait des essais comparatifs.

NUMÉRO des essais	AVEC EMPLOI des explosifs		AVEC EMPLOI des aiguilles-coins sans explosifs	
	Avancement journalier Mètres	Prix de revient du mètre Francs	Avancement journalier Mètres	Prix de revient du mètre Francs
1...........	2.25	3.25	1.18	5.25
2...........	2 »	3.65	1.01	6.25
3...........	2.10	3.55	1.29	5.50
4...........	1.23	3.60	0.75	6.25
Résultats moyens.	1.90	3.51	1.06	5.81

Il en résulte que, d'une part, l'avancement aux aiguilles-coins n'est que 0,56 de l'avancement à la poudre et que le prix de revient du mètre est 1,65 de ce qu'il est lorsqu'on fait usage d'explosifs.

On voit que l'écart est assez sérieux.

Aussi le problème ne pouvait-il être considéré comme résolu.

Ce qui causait en grande partie l'infériorité du système, c'est le manque de puissance du marteau à main, seul employé pour faire pénétrer les coins.

De cette considération est partie l'invention de la *bosseyeuse*, par MM. Dubois et François. Cet outil, inventé depuis 1876, est trop connu pour qu'il y ait encore lieu de le décrire. C'est une perforatrice mécanique mue par l'air comprimé, creusant des trous de grand diamètre et devenant ensuite, par la substitution d'une masse d'acier au fleuret, un marteau d'une grande puissance que l'air comprimé lance sur les aiguilles-coins que l'on a introduites dans les trous.

Cet instrument aurait peut-être résolu le problème s'il avait été moins encombrant, s'il avait été susceptible

ainsi d'être introduit dans les voies étroites, souvent de tracé nécessairement irrégulier par suite de l'allure tourmentée des couches telles qu'elles se trouvent dans les gisements belges ; un autre obstacle était la nécessité de l'emploi très dispendieux de l'air comprimé.

Aussi la bosseyeuse ne se généralisa-t-elle pas, et là où elle fut employée, elle le fut surtout, contrairement à la destination indiquée par son nom, pour le creusement des bouveaux ou galeries à travers-bancs.

Or, dans les mines belges, l'opération dans laquelle il importait le plus de pouvoir supprimer l'emploi des explosifs, c'était non pas le creusement des travers-bancs où le danger d'explosions est bien moins à redouter, mais bien le *coupage des voies* ou le *bosseyement*, c'est-à-dire l'élargissement, par l'entaillement des roches du toit et du mur, des galeries mêmes d'exploitation creusées dans la couche.

Cette opération s'effectue en effet à l'endroit même où a lieu le dégagement de grisou produit par l'abatage du charbon, ou, si l'on est un peu en arrière, au milieu de remblais partiellement charbonneux plus ou moins imprégnés de grisou ; en outre, on se trouve presque toujours en des points où les poussières charbonneuses existent en abondance.

Appliquer le principe de la bosseyeuse en supprimant les inconvénients que nous avons signalés et qui en restreignent l'emploi, en faire un outil maniable et peu encombrant, susceptible de pénétrer dans toutes les galeries qu'il s'agirait d'élargir, c'était sans aucun doute permettre la suppression de l'emploi des explosifs dans un grand nombre de cas où cette suppression n'était pas possible auparavant.

C'est ce qui a été réalisé par le *chasse-coin* de MM. A. et J. François, bientôt perfectionné par M. Thomas et devenu le *brise-roches*.

Cet instrument, qui a déjà été plusieurs fois décrit (1) et dont l'invention remonte à quatre ans environ, consiste en une masse importante (45 à 50 k.), qui roule sur une tige formant le prolongement ou la queue de l'aiguille même introduite dans le trou et que l'on lance fortement à la main contre cette aiguille.

La puissance de cette masse est évidemment moindre que celle du marteau à air comprimé de la bosseyeuse, mais l'effort développé est néanmoins considérable.

D'autres inventeurs ont modifié l'appareil tout en conservant le principe ; c'est ainsi que M. Laurent, au lieu de faire rouler la masse sur une tige, la suspend à des cordes et la lance comme un bélier sur la tête de l'aiguille (2).

Voici quelques résultats comparatifs que nous prenons dans des essais faits à diverses époques et dans des mines différentes et dont nous pourrons ainsi déduire une moyenne. Quelques-uns de ces essais sont ceux déjà mentionnés à propos de l'aiguille-coin.

Nos DES ESSAIS	AVEC EMPLOI DES EXPLOSIFS		AVEC EMPLOI DU BRISE-ROCHES	
	Avancement journalier. Mètres	Prix de revient du mètre d'avancement. Frs.	Avancement journalier. Mètres.	Prix de revient du mètre d'avancement. Frs.
1	2,25	3,25	1,50	4,55
2	2,00	3,65	1,18	5,80
3	2,10	3,55	1,50	4,55
4	1,23	3,60	1,00	4,30
5	1,80	3,60	1,50	4,00
Moyenne	1,88	3,55	1,34	4,64

(1) Verniory, *Annales des Mines de Belgique*, t. 1er. Collin, *Revue universelle des mines*, etc., t. XXXVIII.

(2) *Annales des Mines de Belgique*, t. II, p. 360.

Il résulte de ce tableau et de celui qui précède, que si l'on représente par 1 l'avancement journalier avec emploi des explosifs, les avancements par les aiguilles-coins et par le brise-roches seront représentés respectivement par 0,56 et 0,71, et qu'en prenant pour unité le prix de revient du mètre d'avancement avec usage des explosifs, les prix de revient pour les autres procédés seront respectivement représentés par 1 fr. 65 et 1 fr. 31, ainsi qu'il est représenté au tableau ci-dessous :

	Avancement.	Prix de revient.
Aiguilles-coins..........	0,56	1f,65
Brise-roches............	0,71	1 31
Explosifs...............	1,00	1 00

On voit que le travail au brise-roches, quoique supérieur au point de vue de l'avancement et du prix de revient au travail à l'aiguille-coin, est encore bien inférieur, à ces deux points de vue, au travail avec explosifs.

Pour apprécier dans quelle mesure la substitution du procédé mécanique à l'emploi des explosifs pèserait sur le prix de revient, il faut se rappeler que le coupage des voies intervient dans celui-ci pour 1/10 environ, soit, pour un prix de revient que nous supposons de 9 francs à la tonne, pour 0 fr. 90.

D'après ce qui vient d'être dit, la majoration serait de 31 %; le prix de revient de la tonne de houille serait donc majoré de $0{,}31 \times 0{,}90 = 0$ fr. 28 du fait du remplacement pour le coupage des voies des explosifs par les moyens mécaniques les plus perfectionnés connus actuellement.

Cette différence ne peut être considérée comme négligeable si on la met en regard du bénéfice général de nos mines pendant les années moyennes et mauvaises.

Le tableau ci-dessous est extrait des statistiques officielles dressées par M. le Directeur général Harzé, et fait connaître les bénéfices des mines de houille de Belgique pendant les vingt dernières années :

1880	0f,24
1881	0 09
1882	0 27
1883	0 25
1884	0 35
1885	0 40
1886	0 30
1887	0 48
1888	0 65
1889	1 10
1890	2 88
1891	1 82
1892	0 62
1893	0 33
1894	0 39
1895	0 41
1896	0 51
1897	0 91
1898	1 05
1899	1 70 (1)

Il n'est pas douteux, d'après ce qui précède, que le problème de la suppression des explosifs au coupage des voies, quoique ayant fait un pas sérieux, ne soit pas encore réalisé, car, non seulement l'écart est encore important entre le prix de revient par les moyens mécaniques et le prix de revient par les explosifs, mais, l'avancement étant moindre, on est obligé, pour avoir

(1) Chiffre approximatif.

la même production, d'avoir un plus grand nombre de chantiers en exploitation, ce qui ne peut pas toujours être réalisé aisément dans toutes les mines.

Quelques sociétés charbonnières de notre pays et non des moins importantes, ont cependant pris l'initiative de la suppression complète des explosifs pour le coupage des voies de toutes les couches, et même pour tous les usages, et il ne semble pas que ces sociétés souffrent de cette mesure humanitaire généreusement prise par leur direction.

C'est qu'en réalité il y a quelques compensations.

L'on sait depuis longtemps que les voies ouvertes à l'outil sont d'une plus longue durée et d'un entretien bien moins onéreux que les voies coupées aux explosifs.

Et puis, la suppression de ces catastrophes qui, outre qu'elles affligent l'humanité, occasionnent d'énormes dépenses aux sociétés charbonnières où elles surviennent, constitue aussi une économie qui n'est pas à dédaigner.

En résumé, même dans l'état actuel, on peut dire qu'avec un peu d'efforts, une réduction sensible pourrait encore être opérée dans l'emploi des explosifs pour le coupage des voies, mais la suppression, par mesure générale, ne deviendrait possible que si de nouveaux et sérieux progrès étaient accomplis dans les moyens permettant de les remplacer.

Nous avons parlé plus haut de la bosseyeuse Dubois et François et nous avons dit qu'elle est surtout employée pour le creusement des travers-bancs (bouveau, bouvette, bacnure, etc.).

On l'applique néanmoins aussi pour le coupage des voies, notamment au charbonnage de Marihaye où cet instrument a été inventé, mais l'emploi ne s'en est pas généralisé pour cet usage. Mais bien que le creusement des galeries à travers-bancs soit, pour les motifs

que nous avons exposés, une opération moins dangereuse, au point de vue des explosions, que le coupage des voies, il n'en est pas moins vrai qu'il existe des cas dans les mines à grisou où, par suite de la rencontre des fréquentes « coupes » ou sources de grisou, l'emploi des explosifs est des plus difficiles et dangereux.

Le danger est presque permanent dans les mines à dégagements instantanés où la rencontre d'un sillon charbonneux, même de peu d'importance, peut donner lieu à un dégagement subit de grisou dont les conséquences pourraient être très graves en présence des explosifs.

La Bosseyeuse peut être et est avantageusement employée pour le creusement de telles galeries.

Depuis son invention, elle a reçu quelques perfectionnements notamment dans la forme de l'affût qui a été simplifié et rendu plus maniable.

Ce qui rendait l'usage de cet appareil très onéreux, c'était l'emploi de l'air comprimé dont la production se faisait à prix très élevé à cause du faible rendement des compresseurs.

M. François a perfectionné le compresseur qu'il employait au début avec M. Dubois. Ce nouvel instrument, qui a été exposé à Bruxelles en 1897, a été décrit par M. François lui-même (1), ainsi que par l'un de nous et par M. Halleux à cette occasion (2).

Rappelons ce que disent ces derniers au sujet du rendement de cet appareil à la marche de 50 tours par minute pour une pression absolue de 6 atmosphères, régime qu'ils considèrent comme normal pour cet appareil.

(1) *Revue Universelle des Mines*, t. XXXIX, 1897.

(2) *Watteyne et Halleux.* — Le matériel et les procédés de l'exploitation des mines à l'Exposition Universelle de Bruxelles en 1897. *Annales des Mines de Belgique*, t. III.

« On peut voir (à l'inspection des diagrammes résul-
« tant des essais faits à l'Exposition de Bruxelles
« même) que l'aspiration se fait à la pression atmos-
« phérique, ce qu'il est impossible de réaliser avec les
« soupapes ordinaires à ressort.

« Le rendement volumétrique ou le rapport entre le
« volume engendré par le piston et le volume aspiré
« pendant le même temps est à 28 tours de 98.8 °/₀, à
« 50 tours de 97,41 °/₀ et à 60 tours 97 °/₀.

« Ce sont là des résultats remarquables.

« D'autre part le rendement dynamique est de 70,4 °/₀.

« En fonctionnant à la vitesse de 50 tours, l'air étant
« comprimé à 6 atmosphères absolues, ce compresseur
« aspire 9^{m3},26 d'air par cheval indiqué et par heure. »

Dans son état actuel et dans les conditions économiques où elle peut fonctionner, la bosseyeuse a été considérée par le Jury international de Bruxelles comme réalisant le desideratum n° 24 A qui avait été proposé et qui était libellé comme suit :

« Appareil ou procédé permettant de pratiquer
« économiquement le creusementdes galeries à travers-
« bancs sans le secours des explosifs. »

En fait, le creusement du bouveau a pu se faire au moyen de cet appareil avec une différence de 10 francs seulement par mètre courant en plus de ce que coûte le creusement avec l'aide des explosifs, et en tenant compte de l'amortissement des appareils.

Voici les résultats de quelques travaux les plus récents exécutés avec l'aide de la bosseyeuse :

En 1896, la bacnure principale de l'étage de 638 mètres du siège de Vieille Marihaye a été prolongée de 169 mètres, soit 14 mètres par mois.

Voici une comparaison intéressante faite entre le travail avec explosifs et le travail à la bosseyeuse.

Elle est extraite d'un rapport administratif de M. l'Ingénieur en Chef A. Firket et de M. l'Ingénieur Ledouble.

Il s'agit de 2 bacnures (travers-bancs) creusées à quelques années de distance et à deux étages différents, mais dans les mêmes terrains, au même charbonnage.

Comme il s'agit ici non d'une expérience faite spécialement en vue de déterminer la supériorité de l'un ou de l'autre système, mais d'un travail courant de charbonnage, dont les résultats ont été recueillis par les Ingénieurs de l'Administration des mines, la comparaison est spécialement instructive.

Nous la reproduisons telle qu'elle est donnée par M. l'Ingénieur Firket dans le rapport prérappelé dont un extrait a été donné dans les *Annales des Mines de Belgique*, t. III.

« L'un et l'autre des percements dont il s'agit ont traversé des terrains inclinés en moyenne : de 62° à 178 mètres, de 53° à 140 mètres, compris entre les dressants des couches Malgarnie et Grande-Veine, et bien que la puissance des bancs de psammite intercalés dans les schistes présente une assez grande variabilité aux deux niveaux, ainsi qu'il arrive souvent, et que tous les éléments du prix de revient ne me soient pas connus, je crois utile de donner ceux qui m'ont été fournis par M. l'Ingénieur Ledouble.

Bacnure à 140 mètres, de $1^m,80$ sur $1^m,70$. Dynamite Nobel et trous forés au moyen de la perforatrice Thomas. Par jour 2 postes de 9 h. 1/2 de 2 bacnures chacun.

QUINZAINES	AVANCEMENTS	NOMBRE TOTAL de journées	
1re......	$15^m,70$ schiste................ 0.90 psammite	44	Somme totale des salaires payés aux bacneurs : 1609 fr. 65
2e	7.65 schiste................ 2.35 psammite	35	
3e......	8.00 schiste................ 1.75 psammite	28	
4e......	3.55 schiste................ 5.90 psammite	36	
5e......	9.15 schiste................ 1.35 psammite	37	
6e......	5.25 schiste................	19	
Ensemble .	61.55 dont $12^m,25$ en psammite	199	

Bacnure à 178 mètres de $1^{m},90$ sur $1^{m},80$. Bosseyeuse de $0^{m},12$ de diamètre au piston. Par jour, 3 postes de 8 h. de 2 bacnures chacun.

Quinzaines	AVANCEMENTS	PRIX du mètre courant	Nombre total de journées	
1re.....	6^{m} » schiste...........	30 »	60	Somme totale des salaires payés aux bacneurs : 2.424 fr. 10
	2 » id.	32.50		
	0.20 id.	35 »		
	0.60 psammite	70 »		
2e.....	6 » schiste.............	31.50	70	
	1.70 id.	34 »		
	1.30 psammite	68 »		
	0.40 id.	72 »		
3e.....	1 » schiste.............	31.50	66	
	5.20 psammite	63 »		
4e.....	3.60 id.	63 »	65	
	4 » schiste.............	31.50		
5e.....	1.40 psammite	63 »	72	
	8 » schiste.............	31.50		
6e.....	9.45 id.	31.50	66	
	0.95 psammite	63 »		
7e.....	4.80 schiste.............	31.50	50	
	2.10 psammite	63 »		
	58.70 dont $15^{m},55$ en psam.	....	449	

« Des données ci-dessus, il résulte que :

« A 140 mètres, avec explosifs, on a creusé $61^{m},55$ de bacnure, dont $49^{m},30$ en schiste et $12^{m},55$ en psammite, en 199/4 ou 50 jours de travail effectif; l'avancement moyen réel par jour de travail a été de $1^{m},24$; l'avancement en schiste calculé en comptant double épaisseur

comme d'habitude pour les psammites, peut être évalué à $1^m,48$ par jour de travail ; le salaire moyen réel des bacneurs par mètre courant de bacnure a été de 26 fr. 15 ; leur salaire évalué en schiste comme ci-dessus a été de 21 fr. 50 par mètre courant.

« A 178 mètres, avec la bosseyeuse, on a creusé $58^m,71$ de bacnure, dont $43^m,15$ en schiste et $15^m,55$ en psammite, en 449/6 ou 75 jours de travail effectif ; l'avancement moyen réel par jour de travail a été de $0^m,78$; l'avancement en schiste, calculé en comptant double épaisseur pour les psammites, peut être évalué à $0^m,99$ par jour de travail ; le salaire moyen réel des bacneurs par mètre courant de bacnure a été de 41 fr. 30 ; leur salaire évalué en schiste, comme plus haut, a été de 32 fr. 65 par mètre courant.

« Pour comparer aisément les résultats qui précèdent, nous les récapitulerons dans le tableau suivant.

	LONGUEUR			SECTION	JOURS DE TRAVAIL EFFECTIF	POSTES de travail par jour	AVANCEMENT par jour de travail		SALAIRE des bacneurs par mètre courant	
	totale	en schiste	en psammite				réel	évalué en schiste	réel	évalué en schistes
Bacnure à 140m creusée en 1893 Dynamite et perforatrice Thomas	61.55	49.30	12.25	1.80 × 1.70	50	2 de 9 h. 1/2 à 2 bacneurs	1m,24	1m,48	26.15	21.60
Bacnure à 178m creusée en 1897 Bosseyeuse sans explosifs	58.70	43.15	15.55	1.90 × 1.80	75	3 de 8 h. à 3 bacneurs	0.78	0.99	41.30	32.65

« Les éléments comparables de ce tableau sont l'avancement par jour de travail et le salaire des bacneurs par mètre courant, évalués en schistes, c'est-à-dire en doublant l'épaisseur des psammites traversés. La légère différence des sections des deux bacnures, qui sont dans le rapport de 1,7 : 1,9, mérite d'être prise en considération. En admettant que, dans cette limite, l'avancement soit en raison inverse et le salaire par mètre courant en raison directe de la section, on trouverait que si la bacnure à 140 mètres avait reçu la même section que celle à 178 mètres, l'avancement par jour de la première eût été de $1^m,48 \times \frac{1,7}{1,9} = 1^m,32$ et son coût en salaires par mètre 21 fr. 50 $\times \frac{1,9}{1,7} =$ 24 fr. 12.

« Cette correction théorique étant empreinte d'une certaine exagération, nous nous bornerons à prendre la moyenne entre les données du tableau et les résultats calculés. Nous obtiendrons ainsi, pour la bacnure de 140 mètres supposée à la même section que celle de 178 mètres, avancement par jour $1^m,40$, coût en salaires par mètre 22 fr. 86.

« Comme conclusion, nous croyons pouvoir dire, sans crainte d'erreur sensible d'appréciation, que l'avancement à la bosseyeuse est égal à 71 p. °/₀ de l'avancement à la dynamite et que le coût en salaires à la bosseyeuse est égal à 143 p. °/₀ du coût en salaires à la dynamite.

« Nous n'avons pu tenir compte, il est vrai, de l'immobilisation de capitaux qu'exige l'emploi de l'air comprimé et de la dépense qu'occasionne la production de celui-ci ; mais la sécurité qu'offre la bosseyeuse notamment pour le coupage des voies en veine et la bonne conservation des galeries qu'elle assure en

n'ébranlant pas le terrain comme les explosifs, étant de nature à engager tous les exploitants des mines très grisouteuses à employer la bosseyeuse pour le coupage des galeries en veine, si des installations nouvelles d'air comprimé étaient établies dans ce but principal, l'extension de la bosseyeuse au creusement des bacnures, comme on l'a réalisée à Marihaye, ne correspondrait qu'à une diminution de l'avancement et à une augmentation des salaires trop peu importante, d'après ce qui précède, pour être mises en balance avec la sécurité qu'ils obtiendraient par la suppression de l'emploi des explosifs pour les bacnures comme pour les bosseyements. »

Il ne nous reste, pour terminer ce chapitre, qu'à mentionner quelques autres procédés proposés récemment et qui ne se sont guère généralisés jusqu'ici ; aucun d'eux en tout cas n'est employé dans les mines de Belgique. Nous ne ferons donc que les signaler très succinctement.

Il y a d'abord la cartouche à eau sous pression, procédé dû à M. J. Tonge et qui aurait reçu quelques applications en Angleterre pour l'abatage du charbon.

Il a été décrit sous le nom de « *Hydraulic mining cardridge* », par M. James Tonge lui-même, le 23 mai 1898 devant la Société des Ingénieurs des mines et mécaniciens du Nord Staffordshire (1).

La « cartouche hydraulique » consiste en un tube métallique de 7 1/2 à 9 centimètres de diamètre pourvu, sur un des côtés un peu aplati, de 8 à 12 petits pistons pouvant être poussés vers l'extérieur par l'eau sous pression que l'on introduit dans le tube au moyen d'une pompe foulante à main.

---

(1) *Transaction of the Institute of Mining Engineers.* Vol. XV, 3e livr.

Pour s'en servir, on creuse d'abord un trou de diamètre approprié, puis l'on introduit le tube dont on recouvre les têtes des pistons au moyen d'une sorte de couvercle métallique demi-cylindrique.

On cale le tout au moyen de barres de fer que l'on pose sur le couvercle au-dessus des pistons de façon à uniformiser autant que possible les effets de la pression.

La pompe est raccordée par un tuyau à cette cartouche hydraulique et l'on foule de l'eau dans celle-ci jusqu'à ce que le massif de charbon que l'on a préalablement dégagé par un havage, cède à la pression.

Ce système n'a guère été employé pour faire éclater les roches encaissantes. Peut-être cependant peut-il donner quelques résultats dans certains coupages de voies.

L'auteur déclare, dans la discussion qui a suivi sa communication, qu'il a pu emporter des bancs de roche encaissants de 2 pieds (0.60) d'épaisseur. Les pistons dans ce cas étaient de 3 centimètres environ.

Quand la roche ne cède pas encore avec cette expansion de la cartouche, on intercale des coins et l'on recommence à pomper.

L'auteur signale comme avantage de son procédé, pour l'abatage de la houille, en outre de la sécurité, le rendement plus élevé en gros; ce qui n'est guère contestable.

D'après ce que nous apprenons, ce procédé serait à la veille de recevoir certains perfectionnements qui en favoriseraient la diffusion; mais jusqu'ici on ne peut que constater qu'il n'a pas encore reçu la sanction de la pratique.

On peut en dire autant de quelques autres procédés proposés depuis peu.

Sans parler des machines à creuser les galeries soit en entaillant le front tout d'une pièce, soit en y creusant des

fentes annulaires, on peut encore citer la cartouche à air liquide (dont l'efficacité n'est pas encore démontrée et dont le maniement est peu commode) et aussi la cartouche à eau que l'on transformerait en vapeur par l'échauffement que produirait un circuit électrique.

Il semble que la pression que l'on pourrait atteindre par ce dernier procédé soit trop limitée pour que l'on puisse faire éclater des bancs importants de roches dures et compactes.

En résumé, les divers succédanés que l'on a proposés pour les explosifs ne jouissent pas, comme ces derniers, de la propriété extrêmement précieuse de réunir, sous un tout petit volume, une somme énorme d'énergie que l'on peut faire agir au moment et à l'endroit précis où l'on en a besoin.

Aussi a-t-on activement recherché et ne cesse-t-on de rechercher encore si le problème de la sécurité ne peut être résolu tout en conservant les explosifs.

CHAPITRE IV

L'état actuel de la question des explosifs de sûreté

Il n'y a guère qu'une vingtaine d'années qu'on ait abordé sérieusement la question de l'atténuation du danger d'inflammation du grisou par le tirage des coups de mine.

A cette époque, différentes commissions ont été instituées en France, en Allemagne, en Autriche pour l'étude des nombreux problèmes intéressant la sécurité des mines grisouteuses. L'initiative privée, avec des moyens d'action plus limités que les organismes officiels, a aussi contribué de son côté à accroître la somme de nos connaissances sur ce sujet.

Malgré des travaux si nombreux et si remarquables, l'ère des investigations est bien loin d'être close et, on ne peut se le dissimuler, le but final qui est la connaissance des conditions de la sécurité du minage dans les milieux grisouteux et poussiéreux n'est pas tout à fait atteint. En vue d'apprécier l'importance et les difficultés de la dernière étape à franchir, il est intéressant de jeter un regard sur le chemin parcouru jusqu'ici ; nous constaterons ainsi les progrès réels et marqués qui ont été accomplis et nous y puiserons d'utiles indications pour l'avenir.

Nous allons donc rappeler ici sommairement les résultats les plus saillants des recherches effectuées dans les différents pays pour en déduire les principes théoriques permettant de définir ce qu'il faut entendre par la sûreté des explosifs en présence du grisou et les règles à suivre en pratique pour assurer, dans l'état actuel de nos moyens, le maximum de sécurité possible.

I

Le premier fait qui ait été mis en lumière par les expérimentateurs, c'est le caractère éminemment dangereux de la poudre noire et des autres explosifs déflagrants, caractère qui subsiste malgré tous les moyens, même les plus énergiques, que l'on ait proposés, tels que le bourrage à l'eau, le mélange avec les sels hydratés, etc. C'est là un fait bien connu sur lequel il est inutile d'insister et qui s'explique par le mode même de décomposition des explosifs de cette nature. Nous assistons cependant en Angleterre à des tentatives de réhabilitation de ces produits, tentatives s'inspirant des avantages économiques que peut, dans certains cas, procurer l'emploi des poudres lentes, mais dont un

expérimentation sérieuse ne tarderait pas à démontrer à nouveau l'inanité (1).

Les explosifs brisants, tels que la dynamite, le fulmicoton et leurs dérivés, sont également susceptibles de mettre le feu au grisou et aux poussières de houille. Mais le danger qu'ils présentent en pratique est cependant bien moindre que celui de la poudre noire, à tel point qu'il a pu être méconnu un certain temps et que la Commission prussienne du grisou, n'hésitant pas d'ailleurs dans ses conclusions (comme aussi la Commission saxonne et la Commission anglaise) à proposer l'interdiction de l'emploi des explosifs déflagrants dans les mines à grisou, tolérait l'usage des explosifs brisants pour autant que la proportion de grisou dans l'atmosphère ne dépasse pas une limite dangereuse facilement reconnaissable à la lampe de sûreté. Dans la suite, de nouvelles expériences vinrent démontrer que l'inflammation du mélange de grisou et d'air se produit à coup sûr par la détonation à air libre ou dans un canon sans bourrage, de 50 grammes d'explosifs brisants, tels que la dynamite, la dynamite-gomme, etc., et conduire à cette conclusion que l'interdiction de la poudre noire n'aurait sur le nombre des explosions de grisou ou de poussière qu'une influence insignifiante. Cette conclusion pessimiste fut combattue par M. J. Mayer, qui fait remarquer avec infiniment de raison que les coups de mine chargés avec des explosifs brisants ne débourrent que rarement, et que lorsqu'ils ne débourrent pas, ils n'enflamment ni les mélanges grisouteux ni les poussières, tandis que des coups de mine chargés avec de la poudre noire peuvent allumer les uns et les autres,

(1) Voir les expériences de M. Lohmann à Neunkirchen sur des mélanges de poudre noire et de sels ammoniques (Zeitschrift für das Berg, Hütten und Salinenwesen XXXIX, 1891).

même sans débourrer. Cela suffirait pour montrer le grand avantage qu'on obtient en substituant les explosifs brisants à la poudre noire.

C'est à la Commission française du grisou que revient incontestablement l'honneur d'avoir jeté les bases d'une étude réellement scientifique de la question et d'avoir défini les principales conditions dont dépend la sécurité d'un explosif en présence du grisou, tant au point de vue de sa composition même qu'au point de vue de son emploi. Nous ne pouvons mieux résumer ces remarquables travaux qu'en donnant la parole à l'éminent secrétaire actuel de la Commission du grisou (1).

« Les principaux *faits certains, entièrement nouveaux*, dit-il, établis par la commission française des substances explosives, peuvent être résumés comme il suit :

« 1° Tout explosif dont les produits atteignent, pendant la détonation, une température dépassant 2.200° (pour un poids de 50 grammes d'explosif entouré d'une enveloppe mince de plomb), est susceptible d'allumer le grisou ; la poudre noire, même déflagrant au milieu de l'eau, la dynamite, le coton-poudre, la dynamite-gomme, la dynamite-gélatine, etc., sont dans ce cas.

« 2° Avec un explosif détonant à l'air libre dans une capacité de 10 mètres cubes contenant un mélange à 10 °/₀ de formène, si la température de détonation est inférieure à 2.200°, le grisou *peut* n'être pas allumé, *par suite du refroidissement rapide des gaz pendant leur détente et du retard à l'inflammation des mélanges d'air et de formène*, découvert en 1883 par MM. Mallard et Le Chatelier.

---

(1) G. Chesneau. Note sur les recherches récentes concernant les explosifs de sûreté. *Annales des Mines*. t. XV, 3e livr. 1899, p. 264.

« 3° Si, à un explosif détonant qui, seul, allume le grisou (comme la dynamite et le coton octonitrique), on ajoute des quantités croissantes de substances ne détonant point par elles-mêmes ou produisant, comme l'azotate d'ammoniaque, des effets de détonation moindres que l'explosif lui-même, et dont l'effet est d'abaisser la température de détonation, il existe une proportion pour laquelle, à charge totale constante de 50 grammes détonant à l'air libre, le grisou n'est pas allumé.

« Les conclusions pratiques tirées de ces faits d'expérience par la Commission française sont que : plus la température de détonation est basse, moins il y a des chances d'allumer le grisou ; mais, si l'on peut ainsi diminuer considérablement le danger de l'explosion, la sécurité n'est jamais absolue « en raison de la com-« plexité et du peu de fixité des phénomènes qui peu-« vent se présenter dans la détonation des explosifs à « l'air libre ; aussi sera-t-il toujours prudent d'éviter le « tirage des coups de mine même chargés avec un des « explosifs considérés comme les plus sûrs, dans un « point où le mélange d'air et de grisou est inflam-« mable.

« La sécurité est d'autant plus grande que l'explosif « est mieux et plus complètement bourré dans le trou « de mine ; elle est d'autant plus grande que la masse « de l'explosif est moins considérable. Toutes choses « égales, la sécurité dépend surtout de la température « de détonation de l'explosif. »

« La circulaire ministérielle du 1er août 1890, sanctionnant les conclusions de la Commission française, déclare qu'à la suite des travaux de celle-ci « on a reconnu « la possibilité de procurer à l'industrie des mines des « explosifs qui, s'ils ne sont pas susceptibles de donner

« une sécurité absolue qu'on ne peut jamais obtenir « en ces matières, permettent d'atteindre un degré de « sécurité auquel on n'aurait pas cru jusqu'ici pouvoir « arriver. » Elle interdit l'emploi de la poudre noire dans les mines à grisou ou les mines poussiéreuses dont les poussières sont inflammables. Elle laisse, d'ailleurs, aux exploitants toute latitude dans le choix des explosifs détonants quant à leur composition, à la condition que les produits de leur détonation ne contiennent aucun élément combustible, et que la température de leur détonation (facile à calculer d'après les formules données par la Commission, lorsqu'on connaît le mode de décomposition de l'explosif) n'excède pas 1.900° pour les explosifs employés aux travaux de percement dans le rocher et 1.500 pour les travaux en couche . . . .

. . . .

« L'écart entre les températures de 1.900° et 1.500° et celle de 2.200° (température apparente d'inflammation du grisou) a pour but de parer, dans la mesure du possible, aux aleas que donnent des charges supérieures à celles des essais de la Commission, qui n'ont jamais dépassé 200 grammes, ainsi que les variations dans la fabrication de l'explosif et dans le mode d'explosion. »

Des expériences entreprises notamment aux mines de Liévin et de Blanzy, sous le patronage de la Commission française du grisou réinstallée en 1887, ont nettement démontré, d'une part, l'accroissement du danger quand la charge augmente, même avec des explosifs à basse température de détonation, d'autre part, l'influence énorme du bourrage sur l'accroissement de sécurité, et enfin ont établi que la sécurité en présence des poussières de houille comme en présence du grisou seul est d'autant plus grande que la température de détonation est plus basse.

Des études expérimentales ont été poursuivies en Allemagne, dans la galerie d'essai de la mine « Consolidation » à Schalke (Westphalie), sous la direction de M. Winkhaus, puis de M. Heise (1), ingénieur du Corps des Mines allemand, ainsi qu'en Autriche, à Mährisch-Ostrau et à Segengottes, par les comités permanents d'études du grisou.

Un grand nombre d'essais, effectués sur divers explosifs en augmentant successivement les charges que l'on fait détoner, ont démontré manifestement ce fait, que l'on peut d'ailleurs établir aussi par des considérations théoriques, que tout explosif est susceptible de mettre le feu au grisou dès que le poids de la matière qui fait explosion dépasse une certaine limite. Il n'y a donc pas à proprement parler d'explosif de sûreté au sens absolu du terme.

La charge critique, qui produit fatalement l'inflammation du grisou ou des poussières, dépend en premier lieu de la nature de l'explosif ; elle descend à 15 grammes pour la dynamite-gélatine et même à 5 grammes pour la dynamite-guhr, tandis qu'elle s'élève à 700 et même à 900 grammes pour certains explosifs, tels la dahménite A grenée et la carbonite. Cette charge limite varie, en outre, pour un même explosif, suivant les circonstances de son emploi ; elle s'abaisse en général d'autant plus que l'atmosphère de la chambre d'expérience est plus facilement inflammable ; elle dépend aussi de la capacité de la chambre d'explosion, du mode de détonation, soit à l'air libre, soit dans un canon.

Toutes choses égales, on peut dire qu'un explosif sera d'autant plus sûr que la charge limite sera plus

---

(1) Ces expériences se poursuivent maintenant sous la direction de M. le Bergassessor Faendrich, qui a succédé à M. Heise.

élevée et plus rapprochée de celle qu'on emploie en pratique pour l'abatage des roches. Cette charge limite permet par conséquent d'établir par voie d'essais la valeur relative des divers explosifs au point de vue de la sécurité.

Le classement obtenu de cette façon répond-il aux principes théoriques déduits des expériences de la Commission française des substances explosibles, ou autrement dit, est-il en concordance avec le classement d'après les températures de détonation ?

La réponse à cette question est affirmative, si l'on ne considère que des mélanges binaires à base de nitrate ammonique tels que ceux expérimentés par la Commission française et plus tard par M. Winkhaus. Pour ces composés, la charge limite est d'autant plus élevée que la température de détonation est plus basse. Mais M. Heise, en expérimentant sur des substances de compositions variées, est arrivé à une conclusion opposée. On peut s'en rendre compte par l'inspection du tableau ci-dessous où les explosifs de sûreté en usage en Westphalie sont rangés dans l'ordre croissant des températures de détonation calculées d'après les principes de la Commission française et où figurent, en regard, les charges maximum ne donnant pas lieu à l'inflammation des mélanges d'air et de 8 °/₀ de grisou.

EXPLOSIFS	TEMPÉRATURES de détonation calculées	CHARGES MAXIMUM ne donnant pas lieu à l'inflammation du mélange à 8 °/o de grisou.
Roburite n° 1.......	1616	300 gr.
id. grenée.....	1616 (?)	600
Poudre de Cologne Rothweiler........	1774	200
Westphalite.........	1806	350
Carbonite n° II......	1821	735 (1)
Carbonite...........	1845	900 (1)
Carbonite n° I.......	1868	725 (1)
Dahménite A........	2064	450
id. grenée ou poudre Victoria....	2064 (?)	700 (1)

Il est visible qu'il n'y a aucune loi de corrélation inverse entre les deux séries de chiffres. Les différences d'un terme à l'autre sont trop considérables pour être accidentelles ou pour être mises sur le compte des défectuosités de la méthode. On peut remarquer notamment que, de tous les explosifs au nitrate ammonique, celui qui possède la charge limite la plus élevée est caractérisé par la plus haute température de détonation.

On doit conclure de cette constatation que la température de détonation n'est pas le seul critérium du degré de sécurité des explosifs. Il faut y ajouter d'autres considérations pour expliquer les divergences qui existent entre le classement suivant les températures et le classement suivant les charges limites. Pour M. Heise, l'influence principale qui intervient ici, si l'on n'envi-

(1) On n'a pas fait d'essai avec des charges supérieures.

sage que les explosifs nettement brisants et d'une température de détonation inférieure à 2.200°, c'est le *pouvoir brisant* ou, ce qui revient au même, la rapidité de l'explosion.

M. Heise mesure expérimentalement ce pouvoir brisant par un essai au bloc de plomb d'après la méthode de Trauz'l, mais en opérant sur des charges d'explosifs correspondant à une même quantité d'énergie potentielle (2.500 kg.) calculée d'après les données thermochimiques. L'explosif ne reçoit qu'un léger bourrage de sable sec, le même dans tous les essais. Il est évident que, dans ces conditions, l'élargissement de la cavité du bloc de plomb, provoqué par l'explosion, sera d'autant plus grand, toutes choses égales d'ailleurs, que l'explosif sera plus brisant. Les nombres qui expriment cet élargissement pourront donc jusqu'à un certain point servir de mesure au « pouvoir brisant ».

Les résultats de ces expériences sont condensés dans le tableau suivant :

EXPLOSIFS	Température de détonation	CHALEUR dégagée par 1 kil. d'explosif	TRAVAIL maximum développé par 1 k.	Elargissement du bloc de plomb pour 10 kil.	CHARGE correspondant à un travail de 2.500 kilogr.	Elargissement du bloc de plomb pour un travail de 2500 kil. (Pouvoir brisant)	DEGRÉ de sécurité
Carbonite pour charbon	1845°	628 cal.	231.000 k.	206	10.82 gr.	233c.m3	I_a
id. n° 1	1868°	652	239.000	231	10.46	246	I_b
id. n° 2	1821°	633	232.000	246	10.78	284	I_c
Poudre de sûreté de Cologne Rothweiler .	1774°	725	265.000	342	9.43	335	II_b
Dahmenite A..........	2064°	914	341.000	444	7.33	320	II_a
id. granulée...	2064°	914	341.000	338	7.33	254	I
Roburite n° 1..........	1616°	612	220.000	321	11.36	368	II_b
Westphalite	1806°	749	274.000	389	9.12	368	II_b

Si l'on rapproche les charges limites de sûreté et les nombres qui expriment le pouvoir brisant, on constate que les explosifs les plus sûrs, ceux que M. Heise appelle de 1re classe et qui ne donnent aucune inflammation du mélange à 8 °/₀ de grisou avec des charges de 700 grammes et plus, ont des pouvoirs brisants bien inférieurs à ceux des explosifs de la 2e classe qui, au-delà de 400 grammes, ne sont plus de sûreté. Dans chaque classe les explosifs les plus sûrs sont en même temps les moins brisants.

La dahménite A passe d'une classe dans l'autre quand on diminue son pouvoir brisant par un grenage, sans modifier en rien sa composition.

On ne peut donc nier que, dans les limites des expériences de M. Heise, un accroissement de la sécurité correspond à une diminution du pouvoir brisant.

Ces résultats ne peuvent cependant être accueillis que sous certaines réserves, ainsi que nous l'avons fait remarquer dans une précédente publication.

En ce qui concerne la méthode expérimentale, l'auteur lui-même prend soin de nous avertir qu'elle ne peut conduire qu'à des valeurs relatives ; nous admettrons avec lui que, si le principe en est rigoureusement appliqué, les résultats seront assez exactement comparables.

Mais la méthode suppose essentiellement que les quantités d'explosifs essayées correspondent à une même puissance de travail (2.500 kilogrammètres). Or, l'énergie potentielle des divers explosifs a été calculée en partant des données thermochimiques ; l'erreur dont cette quantité peut être entachée se répercute évidemment sur les nombres qui mesurent le pouvoir brisant. La probabilité d'exactitude du pouvoir brisant est donc du même ordre que celle de la température de détonation.

Cette remarque faite, examinons si les différences

que l'on constate entre les pouvoirs brisants sont suffisamment tranchées pour permettre de conclure de ce caractère à la sécurité.

L'exemple de la dahménite A, dont les propriétés diffèrent suivant qu'elle est grenée ou pulvérulente, se présente naturellement ici. Mais n'est-il pas abusif d'attribuer la même température de détonation et la même énergie potentielle à l'explosif pris sous ces deux états ? On sait que le nitrate ammonique est susceptible de plusieurs modes de décomposition et que son aptitude à la détonation diminue quand sa densité augmente. Il est donc permis de supposer que la combustion est moins complète dans le cas de la dahménite grenée que dans celui du même produit pulvérulent.

Par suite, la température de détonation de la première serait plus basse, et son pouvoir brisant plus fort que les chiffres donnés par M. Heise. Est-il bien rigoureux dès lors d'attribuer à l'influence exclusive du caractère brisant l'accroissement de sécurité que procure le grenage ?

En outre, les essais ont porté sur un trop petit nombre d'explosifs, même à ne considérer que ceux dits de sûreté, et il y aurait le plus grand intérêt à les étendre, par exemple, aux grisoutines employées en France et en Belgique qui diffèrent sensiblement par leur composition et leur température de détonation des explosifs employés en Westphalie, avant que l'on puisse en tirer une loi aussi générale que celle formulée par M. Heise de la corrélation entre la sécurité et le pouvoir brisant. Il est à remarquer aussi, à ce point de vue, que les différences entre deux termes successifs de la série des chiffres exprimant le pouvoir brisant des explosifs expérimentés sont de l'ordre des erreurs d'observation.

Néanmoins, si l'on compare les termes suffisamment écartés, on ne peut méconnaître le classement net des

explosifs en deux catégories caractérisées : l'une par un haut degré de sécurité et un pouvoir brisant modéré, l'autre par un degré de sécurité beaucoup moindre et un pouvoir brisant plus fort. Ce fait a une importance incontestable au point de vue théorique ; il suffit pour faire admettre qu'il y a une relation entre la sécurité et la rapidité de décomposition de l'explosif, et qu'au phénomène calorifique, mis en lumière par la Commission française du grisou, il faut ajouter la considération du phénomène mécanique de l'explosion pour se rendre compte des effets produits par celle-ci sur un mélange gazeux inflammable.

Enfin, pour terminer notre revue des faits expérimentaux, nous dirons un mot d'un procédé d'investigation qui pourrait donner des résultats pratiques, savoir l'examen photographique des lueurs produites par l'explosion dans l'obscurité (1). Les premières épreuves tentées par ce procédé ont montré que l'aspect et l'intensité des images obtenues sont caractéristiques pour les divers explosifs ; elles confirment ce que nous savons déjà de l'influence de la charge et du bourrage.

Un phénomème très intéressant est rapporté par le général d'artillerie Hess, de Vienne (2). « On constate facilement, dit-il, en faisant détoner simultanément par l'électricité deux cartouches suspendues à peu de distance l'une de l'autre, qu'il se produit à la rencontre des ondes provoquées par l'explosion une telle compression de la couche d'air intermédiaire, que celle-ci donne sur la plaque sensible l'impression d'une bande lumineuse. »

Les photographies reproduites sont celles de l'ex-

---

(1) *Génie civil*, 1897, T. XXXII, p. 17 et 318.

(2) Mitteilungen des technischen militär Comités, reproduit par M. Heise dans le *Glückauf* d'Essen, N° 13, 1900.

plosion simultanée de 2 cartouches de 100 gr. d'un explosif au nitrate ammonique amorcées avec des détonateurs électriques à haute tension de I gr. de fulminate.



Des essais analogues pourraient, d'après l'auteur, être répétés en espaçant graduellement les cartouches jusqu'à ce qu'on constate la disparition du phénomène secondaire d'illumination, et on arriverait peut-être ainsi à des résultats plus précis et plus intéressants au point de vue de l'étude de la sécurité que par l'examen des flammes d'explosion de cartouches isolées. La méthode permettrait aussi de déterminer l'influence de la réflexion des ondes sur les parois de la chambre d'explosion, etc.

II

Recherchons maintenant comment on pourrait ordonner les matériaux rassemblés dans les pages qui précèdent et les édifier en un corps de doctrine, résumé adéquat de nos connaissances actuelles sur la question des explosifs de sûreté.

Un essai de ce genre a été tenté par M. Heise dans le mémoire présenté au Congrès des mineurs allemands à Munich en 1898 (1).

Nous croyons utile de le rappeler brièvement.

Le point fondamental de cette théorie, c'est la compression exercée sur l'atmosphère par suite de la détonation, compression qui peut être poussée à un degré très élevé et tel, que l'élévation de la température qui en résulte soit suffisante pour provoquer l'inflammation du grisou ou des poussières de charbon. Cette compression dépend en premier lieu du caractère brisant de l'explosif ; elle peut être plus ou moins favorisée par les circonstances accidentelles et locales, ce qui explique l'influence de celles-ci sur la sécurité du minage. Le

---

(1) *Glückauf* d'Essen N° 34 à 37, 1898. Nous avons donné un compte-rendu détaillé de ce mémoire dans les *Annales des Mines de Belgique*, t. III, 4e livr. 1898.

danger sera d'autant plus grand qu'à la chaleur de compression s'ajoutera l'influence de la haute température des produits de l'explosion. Aussi cette température doit-elle rester en dessous d'une certaine limite.

Quant au danger des fortes charges, M. Heise l'expliquait en ce qu'elles donnent lieu à un plus grand dégagement de gaz dans le même temps et produisent par conséquent un effort de compression comparable à celui d'une moindre charge d'un explosif plus brisant. Nous avons fait ressortir (1) que cette théorie qui peut séduire de prime-abord par sa simplicité, ne fournit pas l'explication rationnelle de tous les faits observés, notamment du danger des explosifs à action lente et de celui des fortes charges.

En poussant en effet dans ses dernières conséquences la théorie de M. Heise, on arriverait à dire que les explosifs déflagrants sont les plus sûrs, ce qui est contraire aux faits les mieux établis. En outre, un explosif brisant détonant à volume constant, la tension initiale des gaz produits ne dépend que de la *densité du chargement* et non du poids absolu de la charge. Pour un même explosif détonant à air libre, le degré de compression de l'atmosphère ambiante et l'élévation de température du mélange inflammable qui en résulte, sont, par suite, indépendants de la charge (2).

---

(1) Ibid. Note sur les explosifs de sûreté.

(2) A ces objections, M. Heise (Glückauf N° 36, 1899) répond : 1° que la loi qu'il a fo.mulée et l'explication qu'il en donne par le phénomène de la compression adiabatique de l'air ne s'appliquent qu'aux explosifs de sûreté satisfaisant à cette double condition de posséder une température de détonation inférieure à 2.200° et de donner lieu en se décomposant à l'onde explosible ; 2° quant au danger des fortes charges, ce n'est pas la haute pression des gaz qui est en jeu mais la quantité de travail transformé en chaleur. Nous sommes absolument d'accord sur ce dernier point, mais nous ne pouvons y voir en

Dans notre note, déjà rappelée, sur les explosifs de sûreté, nous avons montré comment l'on peut, dans l'état actuel de nos connaissances, se rendre compte de la manière différente dont se comportent, suivant les circonstances, les explosifs en présence du grisou et des poussières de houille. Qu'il nous soit permis de présenter ici de nouveau ces quelques considérations théoriques.

Le fait principal qui domine toute la question de la sécurité des explosifs est celui du *retard à l'inflammation du grisou* découvert par MM. Mallard et Le Chatelier.

Tandis que les mélanges formés par l'hydrogène, l'oxyde de carbone, s'enflamment aussitôt qu'ils sont portés à la température convenable, ceux dans lesquels le méthane est l'élément combustible n'entrent, au contraire, en combustion vive que lorsqu'ils ont été maintenus pendant un certain temps à une température égale ou supérieure à leur température d'inflammation. Ce retard à l'inflammation peut s'élever à une dizaine de secondes à 650°. Il diminue à mesure que s'accroit la température à laquelle on porte le gaz et n'atteint plus une seconde à 1.000° (1). Sans cette propriété capitale, on ne peut concevoir qu'un explosif capable de produire des températures de 2 à 3.000° puisse détoner, en quantité si minime qu'elle soit, au sein d'un mélange grisouteux sans en provoquer l'inflammation.

---

aucune façon la confirmation de la théorie proposée par M. Heise. De ce que l'énergie potentielle de l'explosion est proportionnelle à la charge, il ne résulte pas que le travail soit employé à produire une plus forte compression et partant à élever à un plus haut degré de température l'atmosphère ambiante, ni qu'on puisse assimiler l'effet d'un excès de charge à celui d'un excès de pouvoir brisant.

(1) Le Chatelier, *Le grisou*.

Il faut en second lieu faire intervenir le mode de transmission à l'atmosphère inflammable de l'énergie calorifique dégagée par l'explosion, mode qui variera avec le caractère brisant de l'explosif, c'est-à-dire avec la rapidité de l'explosion et la tension initiale des gaz produits.

Suivant l'ordre de grandeur de la vitesse avec laquelle se propage la réaction chimique, on distingue les explosifs *déflagrants*, dont le type est la poudre noire, de ceux dits *détonants*. Les premiers mettent toujours le feu au grisou en brûlant à l'air libre, parce que d'une part ils ont une température de détonation de 2.000° et plus et, d'autre part, la vitesse de combustion étant très faible, les gaz chauds se dégagent au fur et à mesure de leur production dans l'atmosphère sans acquérir une pression notable, le travail mécanique qu'ils effectuent est insignifiant et n'abaisse guère leur température. Ils ne peuvent donc se refroidir que par leur contact avec l'air ambiant, ce qui exige une durée bien supérieure à celle du retard à l'inflammation du grisou.

Nous avons vu, en outre, qu'en pratique la déflagration à air libre ne peut jamais être évitée ; c'est pourquoi les poudres lentes doivent être interdites partout dans les mines à grisou.

Dans les explosifs détonants, la rapidité de l'explosion est telle (5 à 6.000 mètres par seconde) que le volume des gaz produits ne diffère qu'infiniment peu du volume primitif de l'explosif. Les gaz de l'explosion se trouvent portés instantanément à une température très élevée qui dépend de leur calorique spécifique et de la chaleur dégagée par la réaction chimique, et à une pression qui peut atteindre plusieurs milliers d'atmosphères et qui dépend surtout du volume des gaz, de la densité du chargement et de la rapidité de l'explo-

sion. A partir de ce moment, deux phénomènes sont à considérer : 1° la compression du mélange d'air et de grisou, dont l'effet est d'élever la température et de diminuer le retard à l'inflammation ; 2° la détente des gaz de l'explosion qui abaisse leur température, en leur enlevant une quantité de chaleur précisément égale à celle absorbée par la compression de l'air. Quand la tension de l'atmosphère comprimée au voisinage immédiat de l'explosif est égale à celle des gaz détendus, il s'établit à la surface de contact un équilibre instable et l'échange de chaleur s'arrête momentanément pour recommencer aussitôt que la couche d'air comprimée se détend pour comprimer à son tour une couche infiniment voisine. Ainsi prend naissance un mouvement ondulatoire très rapide qui se propage indéfiniment en s'amortissant progressivement par le fait de la production de chaleur résultant des remous et des frottements de l'air. Pour que le mélange de grisou et d'air ne s'enflamme pas malgré l'échauffement considérable qu'il subit au passage de l'onde comprimée, il faut que la durée de la compression en chaque point soit inférieure au retard à l'inflammation pour la température correspondant au degré de compression (1).

Mais l'échauffement résultant du travail mécanique des gaz n'est pas le seul à considérer, il ne supprime pas en effet le danger de la transmission directe de la chaleur des gaz de l'explosion au milieu ambiant. Ainsi, à n'envisager que le résultat final, une première condition *sine quâ non* de la sécurité, c'est que la température des gaz détendus jusqu'à la pression atmosphérique soit inférieure à 650°, puisque à cette pression ils deviennent incapables de produire aucun travail

---

(1) Cette théorie a déjà été exposée par M. Le Chatelier (*Le grisou*, p. 145).

mécanique et qu'en se diffusant dans le mélange d'air et de grisou, ils en provoqueraient à coup sûr l'inflammation.

Cette première condition est indispensable, elle n'est pas suffisante. Il faut de plus que le temps de la détente, ce qui revient à dire le temps pendant lequel les gaz conservent une haute température et sont en contact avec la couche d'air qu'ils compriment, soit inférieur au retard à l'inflammation du mélange d'air et de grisou.

Quelle que soit la cause du danger que l'on envisage comme immédiate, échauffement par contact avec les gaz chauds ou échauffement par suite de la compression de l'atmosphère, la condition de la sécurité est en dernière analyse que l'écart entre le retard à l'inflammation du grisou et la durée de l'échauffement soit positif et aussi grand que possible. Or, la durée de la détente complète des gaz de l'explosion étant incomparablement plus longue que celle d'une condensation dans le mouvement vibratoire communiqué à l'atmosphère, c'est la première cause de danger qu'il importe surtout de considérer.

Cette conclusion est confirmée par l'expérience. Si, en effet, le pouvoir brisant acquiert, pour un explosif donné, une valeur telle que le retard à l'inflammation devienne moindre que la durée d'une onde de compression, on ne pourra faire détoner la plus petite quantité de cet explosif sans mettre le feu au grisou, car la vitesse de l'onde explosive et la pression initiale des gaz sont indépendants de la chage. Or, nous savons que l'explosion de 2 grammes de fulminate de mercure ou de 5 grammes de dynamite guhr ne provoque pas l'inflammation du mélange d'air et de 8 °/₀ de grisou. Ainsi, même pour ces explosifs, les plus brisants qui aient été expérimentés, et a *fortiori* pour les autres, le

danger ne provient pas *uniquement* et *immédiatement* de la compression du mélange inflammable. Ce phénomène, de même que celui de la détente des gaz, ne suit pas rigoureusement la loi adiabatique, il s'en écarte d'autant plus que sa durée est plus longue et que la différence de température entre l'explosif et le milieu est plus grande. On ne peut donc faire abstraction du danger résultant de la transmission directe de la chaleur de l'un à l'autre et qui s'ajoute à celui de l'échauffement par compression.

De là ressort, en premier lieu, *l'influence de la température de détonation*. Car, plus la température initiale des gaz sera élevée, moins elle sera abaissée pour un degré de détente donné et on conçoit ainsi qu'elle doit avoir une limite maximum. Mais cette limite n'est pas absolue pour tous les explosifs. En vertu des deux conditions indiquées plus haut, elle est d'autant plus voisine de 650° que la pression initiale est plus faible et que le refroidissement est moins rapide. La durée de la détente est évidemment en relation intime avec celle de la détonation, c'est-à-dire qu'elle dépend du *pouvoir brisant* de l'explosif.

L'influence de ce second élément est multiple et s'exerce en sens divers. Plus la détonation sera instantanée, plus l'inertie du milieu sera difficile à vaincre ; plus grande sera la pression initiale des gaz, plus élevé le degré de la compression exercée sur l'atmosphère ; plus courte la durée de cette compression, mais plus courte aussi celle du retard à l'inflammation. De ce chef, un excès de pouvoir brisant est nuisible ; il l'est encore en ce qu'il diminue l'amplitude des ondulations par lesquelles l'énergie de l'explosif est transmise à l'atmosphère, et partant, la quantité de travail absorbée par chacune d'elles. D'autre part, il augmente le nombre des vibrations par unité de temps.

La chaleur totale soustraite aux gaz à l'expiration du retard à l'inflammation est donc le produit de trois facteurs dont l'un augmente tandis que les deux autres diminuent quand on accroît le pouvoir brisant de l'explosif. On ne peut évidemment dire, à *priori*, de quel sens sera la résultante finale de ces effets opposés.

C'est à l'expérience à nous instruire à ce sujet. Sous les réserves que nous avons déjà faites quant au petit nombre d'observations et à la rigueur de la méthode, les résultats obtenus par M. Heise, rapprochés du danger bien connu des explosifs déflagrants, portent à conclure qu'il existe une certaine valeur de pouvoir brisant pour laquelle l'écart entre le retard à l'inflammation et le temps de la détente d'un poids donné d'explosif est maximum, et que la sécurité diminue quand on s'éloigne de cette valeur soit dans un sens, soit dans l'autre.

Mais les phénomènes complexes que nous venons d'analyser sont encore trop imparfaitement connus pour que l'on puisse donner une traduction mathématique suffisamment exacte de la relation qui existe entre la sécurité, la température de détonation et le pouvoir brisant. Ce qui complique encore la question, c'est que l'influence de ces deux éléments ne peut se séparer de celle de la grandeur de la charge.

Il est évident, en effet, que la durée de la détente des gaz produits par l'explosion est d'autant plus grande que le poids de l'explosif qui détone est plus considérable (1).

(1) Car, ainsi que nous l'avons vu, la compression subie par le mélange grisouteux et la vitesse avec laquelle elle se propage ne dépendent que de la nature de l'explosif, et ce sont les deux facteurs du travail dépensé en l'unité de temps.

Quand ce temps est égal au retard à l'inflammation, la limite de sûreté est atteinte. Les charges correspondant à ce point critique sont plus ou moins élevées pour les divers explosifs, suivant leur température de détonation et leur pouvoir brisant, mais aucun ne peut présenter une sécurité absolue.

La sécurité relative sera d'autant plus grande que la différence entre la charge limite et le poids d'explosif qui détone sera plus grande.

La manière dont se comportent les différents explosifs en présence des poussières seules nous paraît susceptible d'une interprétation analogue. Ici aussi, il faut faire intervenir le retard à l'inflammation dont la durée se compose : 1° du temps nécessaire pour que des particules de charbon se dégagent des gaz combustibles qui seuls, à proprement parler, donnent lieu à l'explosion ; 2° du retard à l'inflammation du mélange d'air et de ces gaz. La durée de ces deux retards élémentaires est loin d'être constante et varie notablement suivant les circonstances. Le premier, qu'on pourrait appeler « retard à la distillation », dépend évidemment de la nature spécifique des poussières, c'est-à-dire de la quantité des hydrocarbures volatils auxquels elles peuvent donner naissance et notamment des gaz occlus susceptibles de se dégager à basse température. Quant au second, qui est à proprement parler le « retard à l'inflammation », il dépend de la nature des gaz dégagés et de la température. Tous les deux seront d'autant plus courts que l'action de la chaleur sera plus intense, et cet effet sera surtout sensible pour le second, puisque les gaz qui distillent de la houille à partir de 300° ne présentent plus guère de retard à l'inflammation.

Ceci posé, il est facile de se rendre compte des différents phénomènes qu'on observe avec les poussières

charbonneuses suivant le mode d'application de la chaleur. S'il s'agit d'une flamme isolée, même très intense (l'arc voltaïque), à moins d'un concours de circonstances tout à fait exceptionnel, il n'y aura pas d'explosion ou d'inflammation en masse ; chaque particule de charbon viendra brûler au contact immédiat du foyer, mais la durée de la combustion étant moindre que celle du « retard à la distillation », l'inflammation ne pourra gagner la particule voisine et de proche en proche toute la masse.

Il en est tout autrement quand la source de chaleur se fait sentir simultanément dans une zone assez étendue, de façon à amener au même moment la distillation d'une quantité de gaz combustible suffisante pour former avec l'air un mélange explosible ; alors l'inflammation commencée en un point se propage avec une vitesse très grande, favorisée d'ailleurs par l'agitation du milieu.

Ce sont bien les conditions réalisées par la détonation d'un explosif, puisque l'effet initial est de provoquer une compression énergique du nuage de poussières et de porter par là toute la masse à une température bien supérieure à celle où les gaz combustibles commencent à se dégager.

Le reste s'explique par l'influence du retard à l'inflammation proprement dit. Il suffit de se reporter à ce que nous avons exposé plus haut à propos du grisou seul pour apprécier, suivant les circonstances, le degré de danger du minage en présence des poussières et notamment l'influence des fortes charges.

Ici, cependant, l'effet d'un excès de pouvoir brisant est plus pernicieux que dans le cas du grisou. Ainsi la poudre noire déflagrant à air libre ne provoquera que difficilement, malgré sa haute température, l'explosion de poussières seules, parce que son action est dans ce

cas comparable à celle d'une simple flamme. Mais elle se montre excessivement dangereuse quand la tension des gaz de l'explosion est suffisante pour comprimer l'atmosphère au point que les gaz combustibles passent de l'état latent à l'état apparent et forment avec l'air un mélange inflammable. C'est ce que montrent bien les effets produits par une mine débourrante ou amorcée au moyen d'une capsule de fulminate. Dans ce cas, malgré la détente plus brusque du gaz et la projection du bourrage, l'abaissement de la température n'est ni assez important, ni assez rapide pour que l'inflammation puisse être évitée. Les nombreuses recherches auxquelles les poudres noires ont donné lieu, établissent d'ailleurs que la décomposition sous forte pression répond à une oxydation plus complète et, par suite, à un plus grand développement de chaleur et à une température de détonation plus élevée.

Dans le cas des dynamites ou d'autres explosifs extrêmement brisants, ou si l'atmosphère poussiéreuse gênée par des obstacles dans son expansion subit une compression très forte, la distillation se faisant à très haute température donnera principalement des hydrocarbures lourds rapidement inflammables; les explosions se produiront avec des charges même plus faibles qu'en présence du grisou.

Dans tout ce qui précède, on a toujours supposé implicitement que la détonation a lieu à l'air libre, dans un milieu indéfini. On conçoit cependant facilement que les considérations fondamentales puissent être étendues au cas d'un coup de mine, en y ajoutant celles de la chaleur soustraite au gaz par le travail utile effectué ou par la projection du bourrage, des chocs et de la réflexion des ondes contre les parois de la galerie, etc... Toutes ces influences se font toujours plus ou moins sentir en pratique et amènent des résultats qui

ne sont pas rigoureusement les mêmes que dans le cas simple théorique que nous avons envisagé. Mais l'examen de celui-ci suffit pour le but que nous nous proposions et qui était de montrer comment l'on peut interpréter rationnellement la manière dont se comportent les explosifs dans une atmosphère inflammable suivant leur nature et suivant les circonstances.

III

On peut déduire de l'étude qui précède les *conclusions théoriques suivantes :*

La sécurité des explosifs en présence du grisou et des poussières de houille inflammables est une fonction de l'écart entre la durée du retard à l'inflammation et celle du refroidissement complet des produits de l'explosion. Le premier terme dépend à la fois des circonstances extérieures et de la nature de l'explosif, le second dépend de la nature et du poids de l'explosif qui détone. Pour un explosif quelconque, la sécurité n'est jamais que relative et ne peut se concevoir qu'en dessous d'une certaine limite de charge.

Les principales conditions dont dépend la valeur relative des divers explosifs au point de vue de la sécurité sont la température de détonation, la pression initiale et la vitesse de l'explosion. Ces éléments sont caractéristiques pour un explosif donné, supposé de composition chimique homogène et sous un état physique déterminé. De leur combinaison plus ou moins heureuse dépend la grandeur de l'écart entre la durée du retard à l'inflammation et celle de la détente d'un poids donné de l'explosif. Leur influence sur la grandeur de cet écart est encore imparfaitement définie, ce qui tient à la complexité extrême des phénomènes qui entrent en jeu.

Il y aurait donc, au point de vue spéculatif, le plus grand intérêt à poursuivre les études expérimentales. Les points qui demandent surtout à être plus intimement connus sont l'importance de la vitesse de l'explosion et celle de la pression initiale des gaz. Les effets de ces deux éléments sont confondus dans l'essai au bloc de plomb par lequel M. Heise détermine le pouvoir brisant, mais leur détermination isolément contribuerait vraisemblablement à jeter de nouvelles lumières sur cette discussion.

Sans doute, nous entrons ici dans le domaine de recherches très délicates, mais les sciences physiques mettent chaque jour à notre disposition de nouveaux et puissants moyens d'investigation et nous font entrevoir la possibilité d'arriver à la connaissance théorique complète des explosifs de sûreté.

Au point de vue pratique il résulte de l'insuffisance de nos connaissances actuelles qu'on ne peut enserrer dans une formule à la fois simple et exacte les conditions multiples dont dépend la sécurité des explosifs en présence du grisou et des poussières de houille. Mais nous possédons le moyen de déterminer expérimentalement la charge limite de sécurité qui est l'expression de l'écart entre la durée du retard à l'inflammation et celle de la détente des gaz produits par l'unité de poids de l'explosif. Elle résume à la fois l'influence de la nature physique et chimique de l'explosif et celle de la grandeur de la charge, elle donne par conséquent la plus juste idée du degré de sécurité relative des divers explosifs.

La charge limite doit être déterminée dans des conditions identiques pour tous les explosifs et se rapprochant autant que possible des conditions les plus dangereuses pouvant se rencontrer en pratique dans les travaux des mines de houille.

Un explosif de sûreté sera par suite caractérisé par une charge limite suffisamment élevée ; rigoureusement, elle devrait être égale au maximum des charges qu'on emploie en pratique avec cet explosif. Ainsi, la sécurité serait garantie, indépendamment de toutes les précautions dont il convient toujours d'entourer l'emploi des explosifs, mais qui peuvent être omises par suite de la négligence des boute-feu.

Pour apprécier jusqu'à quel point un explosif se rapproche de cet idéal, il faut tenir compte, non seulement de la grandeur de la charge limite de sécurité, mais surtout de la puissance de travail qu'elle représente. C'est donc cette dernière quantité qui est la véritable unité de mesure du degré de sécurité des divers explosifs. Serons seuls classés comme explosifs de sûreté ceux pour lesquels cette caractéristique sera supérieure à un minimum donné, équivalant par exemple à l'énergie potentielle d'une charge moyenne de dynamite n° 1. Eu égard à la nature particulière du travail à effectuer et aux chances de danger, ce minimum pourrait être différent suivant que les explosifs sont destinés à l'abatage de la houille ou aux travaux au rocher.

Pour que cette méthode de classification soit concluante, il faut que la détermination des charges limites puisse se faire avec une précision suffisante, et elle soulève à ce point de vue quelques objections.

Ainsi, on ne peut se flatter de reproduire identiquement dans les essais les conditions les plus dangereuses qui se rencontrent en pratique dans les travaux des mines, vu que les circonstances locales sont très variables d'une mine à l'autre.

Il est évident, cependant, que pour réaliser ce desideratum, on devra préférer des galeries d'essai ayant les dimensions habituelles des voies de transport dans les couches de houille à des appareils de petite capa-

cité, et le grisou naturel avec addition de poussières de charbon à une atmosphère rendue inflammable par du gaz artificiel. La disposition des installations n'a d'ailleurs d'influence que sur la grandeur absolue des charges limites, mais non sur l'ordre de classement des explosifs. Les essais peuvent donc s'effectuer dans des conditions comparables et c'est là le point principal.

Une autre difficulté provient de ce que la charge limite n'a pas la même valeur pour un même explosif suivant que la détonation a lieu à l'air libre ou dans un canon.

La première épreuve est plus rigoureuse que la seconde pour les explosifs possédant une grande aptitude à la détonation ; pour les autres, la détonation à l'air libre est incomplète et ainsi elle ne constitue pas une épreuve concluante. A ce point de vue, l'essai dans un canon est préférable ; il doit être pratiqué sans bourrage, car celui-ci ne peut être appliqué rationnellement avec des charges variables et son influence masque celle de la nature de l'explosif. Le métal du canon absorbe d'ailleurs, vu sa grande conductibilité, une quantité de chaleur qu'on peut considérer comme compensant, dans une certaine mesure, le travail de projection du bourrage dans une mine débourrante. En pratique, c'est aussi cette dernière éventualité la plus à craindre. L'explosion à l'air libre ne se conçoit que comme le résultat du mépris formel des précautions les plus élémentaires ou d'un concours de circonstances exceptionnelles tellement fortuit que de ce chef les chances de danger paraissent minimes.

Le classement d'après les charges limites trouvées dans l'épreuve au canon se justifie donc mieux que celui d'après les résultats de l'explosion à l'air libre. L'épreuve par ce dernier procédé pourrait servir cepen-

dant à différencier entre eux des explosifs dont les charges limites seraient supérieures à celles qu'on peut expérimenter dans le canon, ou qui offriraient d'après l'épreuve au canon le même degré de sécurité.

En résumé, la méthode de classification que nous préconisons présente sans doute des chances d'erreur dues, comme dans toute mesure expérimentale, à l'imperfection de nos moyens d'action, mais l'exactitude des résultats en est bien moins affectée, croyons-nous, que par les autres méthodes dont le principe même est entaché d'erreur.

Il résulte enfin de notre étude — et ce serait un avantage du classement basé sur les charges limites de mettre cette conséquence en évidence — que la sécurité n'est pas nécessairement, comme on l'objecte souvent, incompatible avec la force des explosifs ni avec un caractère brisant en rapport avec la nature de la roche à abattre. Ces diverses conditions peuvent se trouver réunies par une combinaison convenable de la vitesse de l'explosion et de la température de la détonation.

D'après les données statistiques de M. Heise, l'importance moyenne des charges des explosifs brisants de toute espèce dans le bassin rhénan-westphalien est de 328 grammes ; les carbonites et la victorite expérimentées par le même ingénieur, ont des charges limites de sûreté dont l'énergie potentielle équivaut à celle de 400 grammes de gélatine dynamite. C'est là un résultat remarquable et un encouragement dans la recherche d'explosifs plus parfaits, qui seraient caractérisés par un degré de sécurité encore plus élevé et un rendement industriel avantageux, ainsi que par l'aptitude à la détonation, l'innocuité des fumées, etc...

Des progrès qui seront réalisés à ces divers points de

vue dépend la généralisation de l'emploi des explosifs de sûreté dans les mines de houille.

Il ne faut pas se dissimuler néanmoins que si l'on peut espérer réduire à un minimum les chances d'inflammation du grisou et des poussières par les explosifs, la sécurité absolue n'existe pas en cette matière.

Aussi ne doit-on négliger aucune des précautions, trop connues pour qu'il soit nécessaire d'insister sur ce point, de nature à parer à l'aléa qui subsiste toujours avec les explosifs, même les plus sûrs, et sera-t-il toujours prudent de réduire de plus en plus l'emploi de ces utiles mais dangereux auxiliaires.

Bruxelles, avril 1900.

II — CONDITIONS D'EXPLOITATION

A GRANDE PROFONDEUR

CONDITIONS D'EXPLOITATION

A GRANDE PROFONDEUR

Par M. JOSEPH HRABAK, conseiller impérial et royal à Pzibram (1).

INTRODUCTION

Jusque vers le milieu de la deuxième moitié de ce XIXᵉ siècle qui va finir, c'est-à-dire jusque vers 1870 environ, les exploitations des « gisements utilisables », aussi bien des filons que des couches et en particulier des couches de houille, ne dépassaient pas les profondeurs faciles à atteindre avec les moyens mécaniques très restreints dont on disposait alors.

L'exploitation de la houille, en particulier, ne s'étendait qu'aux moyennes profondeurs ; en effet, l'extraction intensive des combustibles minéraux qui date du dernier quart du XIXᵉ siècle, et qui a été surtout motivée par la production toujours croissante de la fonte et du fer, pouvait être largement réalisée au début de cette époque et même pendant un certain temps encore, en exploitant les richesses houillères de gisements encore peu attaqués et qui s'étendaient

(1) Traduction due à l'obligeant concours de M. Aug. Dutreux, Ingénieur de la Compagnie des Forges de Châtillon, Commentry et Neuves-Maisons

depuis les affleurements jusqu'à des profondeurs, graduellement croissantes.

Dans l'exploitation des mines métalliques on atteignit bien plus tôt que dans les houillères les « grandes » profondeurs, et sous ce nom on désigne de nos jours des profondeurs de 1.000 mètres et au delà. C'est que dans bien des cas l'exploitation des mines métalliques avait déjà, avant le XIXe siècle, un long passé, tandis que l'extraction de la houille en quantité considérable ne date en réalité que du XIXe siècle, et même en particulier de la deuxième moitié de ce siècle.

L'honneur d'avoir atteint la cote de 1.000 mètres appartient aux mines d'argent et de plomb de Pzibram en Bohême.

Ces mines existaient déjà au XIVe siècle quoiqu'elles n'aient pris leur véritable essor qu'au XVIIIe siècle, lorsqu'on commença à foncer le puits Adalbert, en 1779.

C'est précisément ce puits qui atteignit au bout d'un siècle — en 1875 — la profondeur de 1.000 mètres.

Jamais, en aucun point du globe, cette profondeur n'avait été atteinte, et l'on célébra cet événement avec éclat en organisant pendant cette année 1875 une grande fête, « la Fête des Mille mètres ».

Certes, l'ingénieur — surtout en temps que mineur — est en droit d'éprouver une légitime satisfaction à la pensée qu'il peut, avec nos moyens actuels et dans un temps relativement court, pénétrer à 1.000 mètres au-dessous de la surface de la terre et même à des profondeurs bien plus grandes, soit en avançant horizontalement (au moyen de tunnels), soit en descendant verticalement (au moyen de puits), mais il n'en est pas moins fort regrettable qu'il devienne nécessaire d'atteindre de semblables profondeurs pour en extraire

les richesses naturelles, soit sous forme de minerais, soit sous forme de combustible.

De toute façon l'extraction devient sensiblement plus onéreuse à mesure que la profondeur augmente ; et tel gisement qui, à profondeur moyenne, pourrait encore être exploité avantageusement, devient pratiquement inexploitable à grande profondeur.

C'est qu'en effet, on rencontre alors des difficultés de diverses sortes. C'est d'abord l'élévation de température qui dans les mines de Pzibram a été reconnue comme étant, en chiffres ronds, de 1° C par 50 mètres d'avancement, et qui atteint 25° C à 1.000 mètres. Il est vrai que cette température est encore très supportable et — soit dit en passant — elle détermine même une ventilation naturelle très sensible dans le groupe tout entier des mines de Pzibram qui se développent sur 32 niveaux différents.

Dans d'autres endroits on a constaté une élévation plus rapide de la température ; le degré géothermique, c'est-à-dire l'accroissement de profondeur pour lequel l'augmentation de température est d'un degré, est compris dans des limites plus étroites et n'a été trouvé que de 40 mètres en moyenne, et même moins encore. La température à 1.000 mètres de profondeur serait alors de 30° C et au moins de 55° C à 2.000 mètres. Une telle température serait sans doute déjà fort gênante, mais on peut néanmoins admettre qu'au moyen d'une ventilation énergique et convenablement réglée, on pourrait abaisser la température de la mine de telle façon que l'homme pût y vivre et même y travailler pendant un certain temps.

L'augmentation de température ne serait donc pas un obstacle sérieux à la descente du mineur à 2.000 mètres et, dans certaines conditions, même à une profondeur plus grande.

Une deuxième difficulté dans l'exploitation à grande profondeur pourrait résulter de la pression des terrains. Dans le cas de l'exploitation des filons (dans les roches compactes), il n'y a aucune crainte de ce genre à avoir. Dans l'exploitation des couches, la profondeur de 1.000 et même de plus de 1.000 mètres n'occasionnera guère de difficultés plus grandes qu'une profondeur de 400 ou 500 mètres.

En employant les méthodes usuelles du mineur, on arrivera, malgré la pression des terrains, à exploiter à ces grandes profondeurs, si d'autres circonstances n'empêchent pas l'avancement.

Quant « à la puissance aveugle des eaux » le mineur saura la vaincre à toute profondeur, en mettant en œuvre les moyens dont il se sert actuellement aux grandes profondeurs. Il aura soin, en particulier, comme on le fait déjà, d'empêcher la descente de la majeure partie des eaux au fond de la mine et il les captera, autant que faire se pourra, dans les niveaux supérieurs. C'est surtout dans l'exploitation des filons que cette possibilité existera toujours. A Pzibram les galeries inférieures et les fonds de puits sont presque complètement à sec.

Lorsqu'il y aura lieu d'installer des pompes d'épuisement à de très grandes profondeurs, l'air comprimé et mieux encore l'électricité, viendront avantageusement remplacer la vapeur pour produire la puissance nécessaire.

On pourrait encore citer comme difficulté à vaincre, dans l'exploitation à grande profondeur, l'entrée et la sortie des ouvriers. En pareil cas, une perte de temps considérable est inévitable, d'autre part des frais importants en résulteront, car il faut évidemment prévoir l'emploi de moyens mécaniques forcément coûteux.

Après avoir effleuré en passant et sans avoir la pré-

tention de traiter à fond les difficultés et inconvénients inséparables des exploitations à grande profondeur, nous allons examiner le *point* capital, à savoir :

L'EXTRACTION A GRANDE PROFONDEUR

Nous allons traiter ce point qui forme en réalité l'objet du présent rapport, en décrivant succinctement et en discutant de notre mieux les différentes exploitations à grande profondeur que nous connaissons, c'est-à-dire les exploitations de 1.000 mètres et plus. Dans notre description, nous suivrons l'ordre chronologique. En terminant, nous comptons indiquer les moyens qu'il faudrait mettre en œuvre pour avoir chance de réaliser actuellement, d'une façon pratique, l'extraction aux plus grandes profondeurs qu'on pourra atteindre en tenant compte d'autres difficultés, telles que l'élévation de température, etc.

EXTRACTION A GRANDE PROFONDEUR A PZIBRAM (BOHÊME).

Nous avons déjà dit que ce sont les mines de Pzibram qui les premières ont eu à résoudre le problème de faire de l'extraction à 1.000 mètres, lorsque cette profondeur fut atteinte en 1875 par le puits Adalbert.

Naturellement on avait dû se préoccuper bien auparavant d'étudier ce problème. C'est en 1870 que la direction des mines de Pzibram chargea l'auteur de ce rapport de faire des propositions pour l'organisation future de l'extraction dans le puits Adalbert.

En vue d'un avenir plus éloigné, on avait précisé la question en demandant le programme d'une installation permettant d'extraire du puits Adalbert de Pzibram deux millions de quintaux viennois (112.000

tonnes métriques) d'une profondeur de 600 toises viennoises (1.138 mètres) (1).

Jusqu'alors l'extraction se faisait à des profondeurs d'environ 760 mètres, au moyen de simples tambours cylindriques de 9 pieds ($2^m,85$) de diamètre et de 2 pieds ($0^m,63$) de largeur, sur lesquels s'enroulait, en se superposant un grand nombre de fois, un câble en fil de fer ayant 20^{mm} de diamètre et composé de 36 fils de $2^{mm},1$.

Dans le tome XX (année 1872) des Annales des Ecoles des Mines d'Autriche et sous le titre de « Extraction de 2 millions de quintaux d'une profondeur de 600 toises viennoises », nous avons eu l'occasion d'écrire ce qui suit au sujet de l'installation primitive alors existante pour l'extraction :

« Il suffit d'un calcul sommaire pour reconnaître « que cet appareil est absolument insuffisant pour une « extraction à plus de 400 toises (760 mètres). Si « l'exploitation doit suffire sous tous les rapports aux « exigences rationnelles, il faut prévoir dès mainte- « nant une organisation totalement différente. »

Il y a trois points capitaux, disions-nous dans la suite, qu'il ne faut pas perdre de vue dans le choix du câble et du tambour :

« 1° Une disposition permettant d'équilibrer dans « la mesure du possible le poids du câble est une « condition *sine quâ non* pour ces grandes profon- « deurs ;

« 2° Par suite du prix forcément élevé du câble « d'extraction, il faut s'attacher à choisir un système « de tambour ménageant le câble le plus possible ;

(1) A cette époque le système métrique n'avait pas encore été introduit en Autriche.

« 3° Il y a lieu d'adopter un câble de diamètre « décroissant ; en raison de certaines considérations, « un tel câble est même indispensable. »

Nous devons faire remarquer que, jusque vers cette époque (1870 environ), les câbles d'extraction étaient presque tous fabriqués avec du fil de fer d'environ 60 kilos de résistance à la rupture ; on commençait seulement à envisager l'emploi de câbles d'acier ayant une résistance presque double de la précédente (120 kilos par millimètre carré), et ce genre de câble n'était nullement d'un usage courant. Cette circonstance rendait bien plus difficile la solution du problème.

Néanmoins on finit par adopter le câble d'acier, après avoir étudié toutes les combinaisons possibles qui sont décrites en détail dans le mémoire ci-dessus mentionné. L'auteur recommanda pour le puits Adalbert de Pzibram l'emploi d'un double *tambour spiralcïde* parce que ce dispositif était le seul permettant de satisfaire à tous les *desiderata*, tandis que tout autre système (le tambour cylindrique aussi bien que la bobine à câble plat) présentait de grands inconvénients et ne fournissait qu'une solution incomplète du problème.

Avec ce tambour spiraloïde et une charge utile de 980 kilos (minerai dans une seule berline) et un poids mort ne dépassant pas 600 kilos, grâce à la légèreté de la berline et de la cage, on arrivait à un câble diminué, en acier, présentant les dimensions suivantes, avec un coefficient de sécurité d'au moins 6 :

Diamètre inférieur 17^{mm}, diamètre supérieur 22^{mm}, poids effectif 1.540 kilos pour une profondeur de 600 toises, soit 1.138 mètres.

Le tambour ne devait pas dépasser $2^{m},5$ de largeur ; il en résultait, avec un rayon minimum de $2^{m},40$, un

grand rayon de 5^m50, c'est-à-dire un grand diamètre de 11 mètres.

Ce tambour aurait équilibré le poids du câble dans une mesure assez considérable pour que le moment de démarrage de la plus grande profondeur fût de $M = 4.600$ kilos et le moment final de $m = 3.300$ kilos ; et pour que, avec une vitesse moyenne de $6^m,3$ par seconde, la puissance nécessaire ne variât qu'entre 100 et 70 chevaux.

La vitesse prévue pouvait être sensiblement accrue, on avait donc une marge suffisante pour réaliser le rendement annuel que l'on avait en vue.

L'installation ainsi prévue aurait sans contredit répondu à toutes les exigences légitimes. Le seul reproche que l'on pouvait lui faire, était l'inévitable dimension maxima du tambour, c'est-à-dire le grand diamètre de 11 mètres en présence de la largeur utile, considérable, de $2^m,5$ pour chaque tambour, ce qui pour le tambour double, destiné aux deux câbles, entraînait un écartement de plus de 6 mètres d'axe en axe des paliers.

Cet inconvénient unique, mais malheureusement inévitable dans l'emploi de *tout* tambour spiraloïde pour les grandes profondeurs, fit rejeter cette solution à Pzibram, quoique nous l'ayons vivement recommandée et que nous ayons démontré, chiffres en mains, les avantages économiques de ce système, tant au point de vue de la consommation de vapeur qu'au point de vue de l'usure du câble. On redoutait les dimensions inusitées du tambour spiraloïde, et on décida de continuer à employer l'installation d'extraction la plus simple, mais aussi la plus imparfaite, c'est-à-dire le tambour cylindrique ordinaire. On adopta le câble diminué en acier calculé pour le tambour spiroïdal. Sur notre avis, on choisit alors les dimensions du tambour cylindrique, de telle façon que le câble ayant plus de 1.000 mètres

de longueur ne dût se superposer que deux fois sur la surface du tambour, ceci en vue de ménager le câble le plus possible. Il fallait pour cela un diamètre de tambour de 6 mètres. On dut se résigner à recourir à l'emploi de la contre-vapeur comme frein, alors que le poids de 1.540 kilos du câble ne correspond qu'à peine à 1.000 kilos de charge utile.

C'est avec cette installation très imparfaite que l'on continue à faire aujourd'hui encore l'extraction à Pzibram, à des profondeurs atteignant largement 1.100 mètres. Les tambours de quelques-uns des puits principaux n'ont même que 4 mètres de diamètre et sont actionnés par des machines à vapeur à deux cylindres à admission directe, dont quelques-unes ont été transformées tout récemment en machines compound.

Depuis quelque temps on emploie très avantageusement à Pzibram des câbles ronds à section décroissante en acier de qualité supérieure ayant 180 kilos de résistance à la rupture, tout en conservant une grande flexibilité.

Si l'on voulait avoir recours à des câbles ronds composés de torons concentriques (dans le genre des câbles brevetés de Felten-Guillaume en fils profilés) (1), les dimensions du tambour spiraloïde ne seraient nullement effrayantes, même pour la charge-

---

(1) Nous croyons que ces câbles ronds à torons concentriques qui ont jusqu'ici été employés surtout comme câbles-guides (pour voies aériennes, etc.), conviennent également comme câbles d'extraction. Nous aurons soin d'en tenir compte dans la suite, en même temps que des câbles à section circulaire ordinaires, à *deux enroulements*.

On peut très bien fabriquer d'après ce procédé des câbles à diamètre décroissant, tandis que les câbles en fils profilés ne peuvent être fabriqués qu'à diamètre uniforme ; c'est pourquoi nous ne ferons pas rentrer ces derniers dans le cadre de notre étude.

utile qui atteint maintenant 2.000 au lieu de 1.000 kilos. C'est ce que nous allons démontrer dans la « Note » intercalée ci-dessous. Elle permettra d'établir une comparaison intéressante entre ce système et d'autres installations modernes; nous considérerons également le cas d'une bobine à câble plat soumis aux mêmes charges.

NOTE

Soit $Q = 2.000$ kilos la charge utile et $Q_0 = 2.000$ kilos le poids mort, ce qui est largement suffisant pour l'extraction du minerai et la circulation du personnel; soit en chiffres ronds la profondeur d'extraction $H = 1.000$ mètres. On trouve que, pour un coefficient de sécurité égal à 7, le câble à section décroissante et à enroulement concentrique, destiné au tambour spiraloïde, doit avoir un poids moyen de $q = 2$ kilos par mètre courant, son diamètre moyen étant de $d = 21$ millimètres; le câble ordinaire à double enroulement aurait un diamètre moyen de $d = 25$ millimètres.

En tenant compte de l'espace libre nécessaire, la distance horizontale de deux spires voisines peut être prise égale à $\Delta = 1{,}5\, d + 10$ millimètres, si $d < 25$ millimètres (1).

Cette règle donne pour le câble à enroulement concentrique, $\Delta = 43$ millimètres et pour le câble ordinaire, $\Delta = 46$ millimètres.

Le poids utile du câble est alors $P = 2.000$ kilos.

---

(1) Pour $d > 25$ millimètres, j'admets $\Delta = 1{,}1\, d + 20$ millimètres. On obtient ainsi des valeurs moyennes convenables pour Δ.

En pratique, on peut serrer davantage les spires qui viennent se placer près du plan vertical passant par le plan médian de la poulie, et écarter un peu plus les autres, de façon que la valeur moyenne de Δ soit sensiblement celle donnée par la formule ci-dessus.

(C'est par hasard que dans notre exemple Q, Q_o et P ont la valeur commune de 2.000 kilos.)

Pour équilibrer théoriquement d'une façon complète le poids du câble, il faut adopter dans le cas d'une profondeur de 1.000 mètres comme rapport des rayons extrêmes du tambour :

$$\frac{R}{r} = \frac{5}{3}$$

Admettons pour les tambours des largeurs intérieures de $l = 2$ mètres et de $l = 2{,}2$ mètres (la première pour le câble à enroulement concentrique, la seconde pour le câble ordinaire), car nous considérons une longueur totale de 5 mètres pour l'axe du tambour double comme très acceptable. Le petit rayon du tambour sera alors :

$$r = 2{,}51 \text{ mètres},$$

et le grand rayon :

$$R = 4{,}18 \text{ mètres}.$$

(Dans ce qui précède, nous n'avons pas tenu compte de quelques spires supplémentaires de réserve du côté du petit rayon, ce qui entraîne une augmentation de l d'environ 15 centimètres ; pour abréger, nous continuerons dans la suite à ne pas en tenir compte.)

Pour une extraction à 1.000 mètres de profondeur, il en résulte un moment de démarrage statique égal au moment final et au moment moyen :

$$Q \frac{R + r}{2} = 6.690 \text{ kg}.$$

Si la vitesse moyenne est de 10 mètres, la puissance effective à développer sera de 267 chevaux.

Nous considérons comme connu le fait que le moment de démarrage pour l'extraction de niveaux moins profonds est forcément plus grand et le moment final plus

petit. Pour ne pas trop nous étendre, nous ne discuterons pas ici cette circonstance qu'il ne faut pas perdre de vue dans la pratique (1).

Nous voyons que le tambour conique aura des dimensions très acceptables pour l'extraction de minerai de 1.000 mètres de profondeur, si l'on a soin d'employer le fil d'acier le plus résistant (180 kilos de résistance à la rupture) qui a déjà fait ses preuves.

Considérons maintenant, pour la même profondeur $H = 1.000$ mètres et pour les mêmes charges $Q = 2.000$ kilogr., $Q_o = 2.000$ kilos, le cas *d'une bobine à câble plat.* Il y a 30 ans cette solution fut rejetée à Pzibram, mais bientôt après elle fut adoptée dans une houillère pour une profondeur sensiblement la même, — ainsi que nous allons avoir l'occasion de le dire ci-dessous.

Nous admettons, comme étant la solution la plus convenable, que le câble plat soit composé de six aussières et chaque aussière forcément de quatre torons que nous désirons être aussi *épais que possible* pour réaliser le meilleur équilibrage du poids du câble.

Pour $Q + Q_o = 4.000$ kilos, chaque aussière aura à porter 667 kilos.

En vue de réaliser l'enroulement régulier du câble plat, on ne peut diminuer sa section. De plus, ces câbles s'usent beaucoup par suite de la pression et du frottement, et il faut par conséquent admettre un coefficient de sécurité beaucoup plus élevé ; ce coefficient doit être de 8 ou 9, tandis que pour un câble à section circulaire, le coefficient de 7 est suffisant.

---

(1) Nous nous contenterons d'indiquer que le moment de démarrage serait maximum pour une extraction d'une profondeur de 380 mètres. Sur cette question nous avons publié des détails dans notre notice : « Calcul des machines d'extraction ». *Annales des Ecoles des Mines d'Autriche*, 34e vol., 1886.

Nous admettrons un coefficient de sécurité de 8,5. Dans le cas de l'emploi du fil d'acier ayant 180 kilos de charge de rupture par millimètre carré, nous ferons par conséquent travailler le métal à 21,1 kilos par millimètre carré de section.

Pour la charge de 667 kilos, il faut une aussière pesant 0,6 kilos par mètre courant. Le câble plat pèsera par conséquent 3,6 kilos par mètre et son poids actif total sera de :

$$P = 3.600 \text{ kilos}$$

(au lieu du poids de 2.000 kilos que nous avions trouvé dans le cas du câble à section circulaire décroissante avec un coefficient de sécurité égal à 7).

Chaque aussière du câble plat sera composée de quatre torons à 9 fils de 1,5 millimètre de diamètre. Ces 9 fils enroulés autour d'une âme en chanvre de dimension convenable, forment un toron d'environ 6 millimètres d'épaisseur, et quatre torons semblables forment une aussière de 14,5 millimètres. L'expérience montre que dans ces conditions l'épaisseur effective du câble plat, c'est-à-dire l'accroissement du rayon actif pour un tour de la bobine, est d'environ 12 millimètres.

L'épaisseur de 1,5 millimètre du fil et l'épaisseur de 14,5 millimètres de l'aussière permettent d'adopter pour le rayon intérieur de la bobine

$$r = 1{,}4 \text{ m.}$$

Pour une longueur de câble de 1.000 mètres, le diamètre actif le plus grand sera alors en chiffres ronds :

$$R = 2,\ 4\ m.$$

Pour les valeurs ci-dessus : $Q = 2.000$ kg., $Q_0 = 2.000$ kg. et $P = 3.600$ kg., le moment statique pour le démarrage à 1.000 mètres de profondeur sera

$M = 5.760$ kg., le moment final $m = 1.760$ kg., et le moment moyen $\frac{1}{2}(R + r)Q = 3.800$ kg.

Par conséquent, en employant tous les moyens utiles, on réalise avec ce procédé, dans le cas d'une extraction à 1.000 mètres de profondeur, un degré de compensation du poids du câble de $m/M = 0.31$, c'est-à-dire que la puissance à développer par la machine d'extraction au moment de l'arrivée au jour est de 31 % de la puissance nécessaire pour le démarrage.

Pour une profondeur de 1.000 mètres ce degré de compensation du poids du câble est très appréciable.

EXTRACTION A GRANDE PROFONDEUR A ZWICKAU EN SAXE

En 1877, la Société anonyme de « Bockwa-Hohndorf-Vereinigtfeld » organisa dans son puits n° I l'extraction à 900 mètres de profondeur environ (exactement 868 mètres). Cette installation est très remarquable et a été décrite en détail par M. B. Otto dans la « Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure » (1884); un tirage à part de cet article a été publié en 1884 par l'éditeur Julius Springer, à Berlin.

L'auteur en question déclare qu'à cette époque (1877) les deux puits n^{os} I et II de la Société ci-dessus désignée devaient être les puits les plus profonds de tous les charbonnages du monde entier, car le puits le plus profond en Angleterre était en 1877 celui d'Ashton-sur-Tyne dans le Lancashire et il n'atteignit la profondeur de 818 mètres qu'en 1881, tandis que le puits le plus profond des charbonnages belges (à Charleroi) n'avait que 800 mètres à cette époque.

Dans la préparation des avant-projets de l'installation d'extraction à 900 mètres dans le puits n° I, on commença par écarter complètement le tambour cylindrique tel

qu'on l'employait depuis longtemps à Pzibram ; on le considérait avec raison comme étant l'appareil le moins parfait pour les extractions à grande profondeur. On calcula ensuite les dimensions d'un tambour conique spiraloïdal en adoptant pour la charge utile Q = 2.000 kg. (composée de quatre bennes), pour le poids mort Q_0 = 3.000 kg., (quatre bennes de 250 kg., et une cage de 2.000 kg.) et pour le poids du câble à diamètre décroissant P = 3.568 kg. (le diamètre moyen étant d = 35 millimètres). Les dimensions calculées sur ces bases furent les suivantes :

Petit rayon du tambour r = 3 mètres.
Grand — — R = 5^m,68.
Largeur — — (sans l'emplacement pour une réserve de câble) l = 2^m,25.

Ces dimensions de tambour sont à peu près aussi fortes que celles que nous avions déterminées et proposées à Pzibram pour une charge utile de 980 kg. de minerai et une profondeur de 1.138 mètres. Tout comme à Pzibram, on considéra à Zwickau le grand diamètre de 11 mètres comme beaucoup trop considérable et par conséquent on fut forcé d'en revenir à la bobine à câble plat.

La diminution de section du câble plat pouvant entraver son enroulement régulier, on résolut d'adopter un câble plat de section constante en fil d'acier de 120 kg. de résistance à la rupture.

Pour réaliser un coefficient de sécurité égal à 7 (1) et pour les valeurs Q = 2.000 kg., Q_0 = 3.000 kg. et H = 900 mètres, il fallut prendre un câble plat composé

---

(1) Ce coefficient de securité de 7 peut être considéré comme suffisant pour un câble à section circulaire, mais pour un câble plat il semble très réduit.

de six aussières, chacune pesant 1.033 kilos par mètre courant (c'est-à-dire 6,2 kilos par mètre de câble) ; le total du câble était de P = 5.580 kilos.

L'épaisseur réelle du câble plat étant de 17 mill. et le petit rayon ou rayon intérieur ayant été fixé à $r = 1,4$ mètre, le grand rayon ou rayon extérieur devait être R = 2,61 mètres.

De ces données on peut déduire le moment de démarrage à 900 mètres de profondeur M = 6.982 kilos et le moment final $m = 1.038$ kilos, le moment moyen étant de $1/2\ [M + m] = 4.010$ kilos.

On réalisait par conséquent une compensation partielle du poids du câble dans le rapport de $\frac{m}{M} = 0,149$, c'est-à-dire que la puissance à développer à l'arrivée au jour est en chiffres ronds 15 % de la puissance nécessaire au démarrage. C'est un degré de compensation très notable dans le cas d'une bobine appliquée à une pareille profondeur, mais on aurait été loin de l'atteindre si l'on avait adopté pour le câble plat une sécurité de plus de 7 et si l'on avait choisi un diamètre intérieur un peu supérieur à 1,4 mètre pour l'enroulement.

Dans ces conditions, on put réaliser pour l'extraction de la houille à 900 mètres de profondeur un appareil très maniable, en employant la bobine à câble plat, mais il y a lieu de craindre que ce câble plat très cher et soumis à des efforts considérables n'entraîne de grands ennuis et de fortes dépenses. Il est certain que ces considérations engageront beaucoup d'ingénieurs à rejeter le câble plat dans la mesure du possible.

NOTE

Ainsi que nous l'avons fait précédemment pour l'extraction de minerais, nous allons examiner ici l'extraction de la houille à 1.000 mètres de profondeur. Nous chercherons, d'une part, les dimensions d'un tambour spiraloïde et, d'autre part, celles d'un enroulement de câble plat sur bobine en appliquant les procédés modernes, c'est-à-dire du fil d'acier de 180 kilos de résistance à la rupture et des câbles de construction appropriée.

Admettons, comme précédemment, une charge utile de :

$$Q = 2.000 \text{ kilos}$$

et le poids mort moyen correspondant à l'extraction de la houille, c'est-à-dire comme à Zwickau

$$Q_0 = 3.000 \text{ kilos.}$$

Dans le cas du *tambour conique* et en admettant un coefficient de sécurité égal à 7, il faudra un câble en fil d'acier à section décroissante d'un poids moyen de $q = 2,5$ kilos par mètre. Le poids total du câble sera pour 1.000 mètres de profondeur :

$$P = 2.500 \text{ kilos.}$$

Le diamètre moyen de ce câble sera de $d = 23,7$ millimètres si le câble est à enroulement concentrique et de $d = 27$ millimètres si le câble est un câble ordinaire à deux enroulements.

L'écartement horizontal de deux spires sera en moyenne, suivant le type du câble, de : $\Delta = 1,5\, d + 10 = 45,5$ millimètres ou 50 millimètres.

Pour réaliser la compensation complète du poids du câble à 1.000 mètres de profondeur, il faut :

$$\frac{R}{r} = \frac{13}{8} = 1,625$$

Admettons de nouveau une largeur intérieure utile du tambour, suivant le type de câble, de $l = 2$ mètres ou de 2,2 mètres (2 mètres pour un câble à enroulement concentrique et 2,2 mètres pour un câble ordinaire.)

Sans tenir compte de la réserve de câble, il faudra pour le tambour un petit rayon actif de :

$$r = 2{,}76 \text{ mètres}$$

et un grand rayon de

$$R = 4{,}48 \text{ mètres.}$$

Le moment de démarrage, égal au moment final et au moment moyen, est alors :

$$1/2\ [R \times r]\ Q = 7.240 \text{ kilos.}$$

Ces résultats prouvent que le tambour conique convient aussi fort bien pour l'extraction de la houille à 1.000 mètres de profondeur.

Examinons maintenant la bobine à câble plat appliqué à l'extraction de la houille à 1.000 mètres de profondeur, dans le cas de charges $Q = 2.000$ kilos et $Q_o = 3.000$ kilos.

Nous voulons, comme précédemment, que le câble plat soit composé de six aussières, de sorte que chaque aussière ait à porter une charge de $\frac{1}{6}[Q + Q_o] = 833$ k. Le coefficient de sécurité étant de 8,5 et le fil d'acier ayant 180 kilos de résistance par millimètre carré, le poids de l'aussière sera de 0,75 kilo par mètre, de sorte que le poids du câble plat atteindra 4,50 kilos par mètre. Il en résulte un poids total du câble :

$$P = 4.500 \text{ kilos.}$$

L'aussière sera formée de quatre torons de 9 fils de 1,65 millimètre, qu'il faudra enrouler autour d'une âme en chanvre d'épaisseur convenable. Un tel toron aura 6,6 millimètres de diamètre, et l'aussière de quatre torons aura 16 millimètres. L'épaisseur effective du câble plat sur le tambour (c'est-à-dire l'augmentation du rayon actif pour un tour) peut être considérée comme égale à 13 millimètres.

L'épaisseur de fil de 1,65 millimètre et l'épaisseur d'aussière de 16 millimètres, permettent d'adopter un rayon intérieur de l'enroulement égal à :

$$r = 1{,}5 \text{ mètre.}$$

Pour 1.000 mètres de longueur de câble, le plus grand rayon actif de l'enroulement sera :

$$\mathrm{R} = 2{,}5 \text{ mètres.}$$

Pour les valeurs ci-dessus $Q = 2.000$ kilos, $Q_0 = 3.000$ kilos et $P = 4.500$ kilos, on trouve que le moment de démarrage à 1.000 mètres de profondeur est $M = 6.750$ kilos, le moment final $m = 1.250$ kilos et le moment moyen $1/2\ [R + r]\ Q = 4.000$ kilos.

Dans le cas d'une extraction de houille à 1.000 mètres de profondeur, on arrive ainsi, en appliquant tous les moyens utiles, à réaliser un degré de compensation du poids du câble

$$\frac{m}{\mathrm{M}} = 0{,}185.$$

A cause du poids mort plus considérable et du poids plus grand qui en résulte pour le câble, ce degré de compensation est beaucoup moindre que celui réalisé dans le cas de l'extraction d'un même poids utile de minerai de la même profondeur, c'est-à-dire $\frac{m}{\mathrm{M}} = 0{,}31$. Mais le résultat précédent n'en serait pas moins satisfaisant.

RÉSUMÉ DES DISPOSITIFS D'EXTRACTION POUR UNE PROFONDEUR DE H = 1.000 MÈTRES ET UNE CHARGE UTILE DE Q = 2.000 KILOS.

Nous considérons ici les exploitations ordinaires par opposition aux exploitations intensives pour lesquelles nous admettrons Q = 4.000 kilos.

Dans les notes intercalées ci-dessus nous avons trouvé pour le tambour spiraloïde les résultats principaux suivants, en admettant l'emploi des câbles à section décroissante, en acier de 180 kilos de résistance à la rupture et un équilibrage complet du poids du câble pour une profondeur de 1.000 mètres.

TAMBOUR CONIQUE pour H = 1.000 m.; Q = 2.000 kg.	EXTRACTION DE MINERAI	EXTRACTION DE HOUILLE
Poids mort Q_0	2.000^{kg}	3.000^{kg}
Poids du câble P	2.000^{kg}	2.500^{kg}
Largeur du tambour l	2^m	2^m
» respectivement l	2^m,2	2^m,2
Petit rayon r	2^m,51	2^m,76
Grand rayon R	4^m,18	4^m,48
Moment statique $M = m$	6.690^{kg}	7.240^{kg}

Remarque. — Les petites largeurs de tambour (2 mètres) se rapportent au cas de câbles à enroulement concentrique, les grandes (2,2 mètres) au cas de câbles ordinaires à deux enroulements. Ces largeurs sont dans le rapport des valeurs de Δ et ne diffèrent que peu l'une de l'autre. Les câbles à enroulement concentrique ne sont que de 14 % moins épais que les câbles ordinaires; les valeurs correspondantes de Δ diffèrent relativement encore beaucoup moins entre elles.

Dans les mêmes hypothèses, la bobine à câble plat, d'épaisseur uniforme, composé de six aussières, chacune formée de torons à 9 fils enroulés sur du chanvre, conduit aux dimensions suivantes :

BOBINE A CABLE PLAT pour H = 1.000 m. ; Q = 2.000 kg.	EXTRACTION DE MINERAI	EXTRACTION DE HOUILLE
Poids mort Q_0	2.000kg	3.000kg
Poids du câble P	3.600kg	4.500kg
Petit rayon r	1m,4	1m,5
Grand rayon R	2m,4	2m,5
Moment de démarrage M	5.760kg	6.750kg
Moment final m	1.760kg	1.250kg
Degré de compensation $\frac{m}{M}$	0,31	0,185

Ces deux tableaux permettent de se rendre compte que, de nos jours, l'extraction d'une charge utile de Q = 2000 kg (composée soit de 2 bennes à minerai de 1000 kgs, soit de 4 bennes de houille de 500 kgs) ne présente pas de difficulté insurmontable à 1000 mètres de profondeur.

Il y a notamment lieu de remarquer que, dans le cas d'un *tambour conique spiraloïdal* de 2 mètres ou 2 m. 2 de largeur, le grand diamètre du tambour atteint à peine 9 mètres. Cette largeur de 2 m. ou 2 m. 2 de chaque tambour permet de monter les deux tambours sur un même arbre ayant un peu plus de 5 m. de longueur totale ; cet arbre peut être commandé par une machine jumelle ordinaire ou par une machine compound.

Une pareille installation d'extraction est sans doute imposante, mais ne présente rien d'inusité, car il y en a déjà de pareilles en Allemagne, en Belgique, etc., et

nous pouvons nous dispenser d'en donner ici l'énumération et la description.

D'après le deuxième tableau, on voit que la bobine à câble plat peut également être réalisée et employée pour des profondeurs atteignant 1000 m. ; dans bien des cas on l'a déjà employée effectivement pour des profondeurs qui s'en rapprochaient. L'avantage du tambour conique hélicoïdal est de permettre dans tous les cas de compenser complètement le poids du câble ($M = m$) et de ménager le câble d'extraction autant que faire se peut. Au contraire, en employant la bobine à câble plat, et même en ayant recours à tous les moyens appropriés, on n'arrive qu'à une compensation partielle du poids du câble, même pour des profondeurs de moins de 1000 mètres. De plus, la compression et le frottement donnent lieu à une usure tellement rapide de ce câble d'ailleurs fort coûteux que beaucoup d'ingénieurs évitent complètement cette solution, même pour des profondeurs bien inférieures à 1000 mètres (1).

Nous allons de suite nous rendre compte que vers 1000 mètres de profondeur la bobine à câble plat atteint la limite pratique de son emploi.

---

(1) C'est surtout en Belgique et aussi en France que l'on a une prédilection fort justifiée pour des câbles plats, complètement équilibrés, en fibres d'aloès et en chanvre de Manille, et on les emploie pour des profondeurs allant jusqu'à 700 mètres environ. A 1000 mètres de profondeur de pareils câbles seraient beaucoup trop volumineux, et on les remplace de plus en plus par des câbles en acier. Par conséquent les câbles en aloès ne rentrent pas du tout dans le cadre de notre rapport, puisque pour nous les *grandes* profondeurs ne commencent qu'à 1000 mètres. De même nous passerons sous silence d'autres procédés pour la compensation du poids du câble, tels que les câbles compensateurs du système Kœppe, les poids compensateurs fixés à des tambours auxiliaires. Ces procédés peuvent rendre de bons services pour des profondeurs moyennes, mais pour des profondeurs de 1000 mètres on cherche de plus en plus à

LIMITE PRATIQUE DE L'EMPLOI DE LA BOBINE
A CABLE PLAT

Nous avons vu que la bobine à câble plat peut être employée pour une profondeur de 1000 mètres si l'on a affaire à l'extraction de quantités courantes de minerais ou de houille, la charge utile étant d'environ 2000 kg. Nous allons voir s'il en est de même dans le cas d'une extraction intensive de houille, lorsque la cage contient 8 bennes de 500 kg de capacité, c'est-à-dire une charge utile de 4000 kg.

Soit, par conséquent :

Profondeur...... $H = 1000$ m.
Charge utile..... $Q = 4000$ kg.
Poids mort...... $Q_0 = 6000$ kg.

Il convient dans ce cas d'adopter un câble à 8 aussières. Nous admettrons un coefficient de sécurité de 8,5 et nous emploierons du fil de grande résistance (180 kg. par millimètre carré). Le poids de l'aussière sera par mètre courant $^1/_8\, q = 1,1$ kg., et le poids du câble $q = 8,8$ kg. par mètre courant, c'est-à-dire que le poids total du câble sera $P = 8800$ kg.

Chaque aussière comprend 4 torons à 9 fils. Ces fils de 2^{mm} de diamètre s'enroulent autour d'une âme en chanvre. Le diamètre du toron sera 8^{mm} ; l'épaisseur de l'aussière de 19^{mm} et l'épaisseur effective du câble $15,5^{mm}$.

---

les éviter. Signalons en passant que presque toutes les méthodes de compensation sont en défaut quand il s'agit de très grandes profondeurs, c'est-à-dire précisément lorsqu'on en a le plus besoin. Le tambour conique spiraloïdal forme la seule exception à cette règle, et il est probable que, bien établi, il pourra s'appliquer aux plus grandes profondeurs de l'avenir, si toutefois on ne craint pas ses grandes dimensions.

Le petit rayon du tambour approprié à une épaisseur de fil de 2^{mm} et à une épaisseur d'aussière de 19^{mm} sera :

$$r = 1,75 \text{ m.}$$

Par le calcul nous trouverons que le grand rayon doit être :

$$R = 2,83 \text{ m.}$$

Le moment de démarrage est alors :

$$M = 15.920 \text{ kg.}$$

le moment final :

$$m = 1.250 \text{ kg.}$$

et le moment moyen :

$$\tfrac{1}{2} [R + r] Q = 9.160 \text{ kg.}$$

Précédemment nous avions trouvé comme valeur du degré de compensation $\frac{m}{M} = 0,185$. La valeur que nous trouvons maintenant $\frac{m}{M} = 0,15$ n'est pas de beaucoup inférieure. Cela provient de ce que nous avons jugé utile de composer le câble de 8 aussières au lieu de 6 comme nous l'avions fait précédemment.

Nous avons ainsi établi que la bobine à câble plat s'applique à 1000 mètres de profondeur presque aussi bien dans le cas de l'extraction intensive que dans celui de l'extraction ordinaire (1).

---

(1) A la houillère de Marchienne (près Charleroi) on a établi une bobine à câble plat pour une extraction intensive qui fonctionne sensiblement dans ces mêmes conditions (Q = 4000 kg. et H = 1000 m.) ; il n'y a que la résistance du fil qui diffère (résistance à la rupture 125 kg. par millimètre carré au lieu de 180 kg. comme ci-dessus). Quoique l'on ait réduit le coefficient de sécurité de 8,5 à 6, le poids du câble a dû être cependant beaucoup plus considérable (11.000 kg. environ, au lieu de

Reste à montrer dans quelles conditions se ferait l'extraction avec le tambour cylindrique, si la profondeur dépassait 1000 mètres.

Pour le faire nous allons calculer les dimensions qu'il faudrait adopter pour les profondeurs de 1100 et de 1200 mètres, la charge utile étant de $Q = 2000$ kg et le poids mort de $Q_0 = 3000$ kg. Nous comparerons les résultats à ceux que nous avons trouvés pour $H = 1000$ mètres. Le câble sera composé de 6 aussières, chaque aussière de 4 torons à 9 fils, et le coefficient de sécurité sera de 8,5. Les dimensions seront :

Pour H.............	**1.000^m**	**1.100^m**	**1.200^m**
Poids de l'aussière par mètre courant $\frac{1}{6}q$.............	$0^{kg},750$	$0^{kg},825$	$0^{kg},905$
Poids du câble par mètre courant q.................	$4,5^{kg}$	$4,95^{kg}$	$5,43^{kg}$
Poids actif du câble P.......	4.500^{kg}	5.445^{kg}	6.516^{kg}
Diamètre du fil..............	$1^{mm},65$	$1^{mm},7$	$1^{mm},8$
Diamètre du toron..........	$6^{mm},6$	$6^{mm},8$	$7^{mm},2$
Epaisseur de l'aussière......	16^{mm}	$16^{mm},5$	$17^{mm},4$
Epaisseur effective du câble..	13^{mm}	$13^{mm},2$	14^{mm}
Petit rayon r................	$1^{m},5$	$1^{m},55$	$1^{m},6$
Grand rayon R..............	$2^{m},5$	$2^{m},65$	$2^{m},81$
Moment de démarrage M.....	6.750^{kg}	8.240^{kg}	10.000^{kg}
Moment final m..............	1.250^{kg}	160^{kg}	-1.175^{kg}
Moment moyen $\frac{1}{2}[R + r]$ Q..	4.000^{kg}	4.200^{kg}	4.410^{kg}
Rapport $\frac{m}{M}$.................	0,185	0,02	négatif

8.800 kg.) et le degré de compensation beaucoup moins élevé. De plus, la durée du câble ne dépasse pas 14 mois ; elle est beaucoup plus réduite qu'elle ne l'aurait été si le coefficient de sécurité avait été plus grand. Le prix de chacun des deux câbles est, croyons-nous, de 16.000 francs.

indiqués dans la source à laquelle j'ai puisé mes renseignements.

Profondeur du puits $H = 1.300$ mètres.

Poids suspendu au câble $Q + Q_o = 3.000$ kilos.

[Si l'on emploie des bennes ordinaires, la répartition de la charge-utile Q et du poids mort Q_o doit être sensiblement $Q = 1.500$ kilos et $Q_o = 1.500$ kilos. Si l'on emploie des skips, on aura approximativement $Q = 2.000$ kilos et $Q_o = 1.000$ kilos].

Le câble d'extraction est un câble à section circulaire ordinaire (c'est-à-dire à deux enroulements et non pas à enroulement concentrique), d'épaisseur uniforme $d = 32$ millimètres et pesant $p = 3{,}55$ kilos le mètre courant.

Poids du câble :

$$P = Hp = 4.600 \text{ kilos.}$$

D'après cela la tension la plus forte à laquelle soit soumis le fil du câble est 21,4 kilos par millimètre carré, ce qui correspondrait à un coefficient de sécurité de 8,5, si le câble est en fil d'acier très résistant ayant 180 kilos de résistance à la rupture, chose qui n'est pas dite explicitement :

Les dimensions du tambour sont :

Largeur utile.........	$l =$	3,9 mètres.
Petit rayon...........	$r =$	2,055 —
Grand rayon...........	$R =$	5,5 —

[Il en résulte que la distance horizontale de deux spires voisines est de $\Delta = 71{,}2$ millimètres, tandis que, conformément à la bonne règle empirique, $\Delta = 1{,}1\, d \times 20 = 55{,}2$ millimètres aurait dû suffire].

D'après ces données que j'ai calculées en partie, on aurait :

a. Dans le cas de l'extraction par bennes ordinaires ($Q = Q_o$)	1.500 kg.
Moment de démarrage M	7.330 »
Moment final m	4.000 »
Moment moyen M_m	5.663 »
Degré de compensation $\frac{m}{M}$	0.54
b. Dans le cas de l'extraction par skips $Q = 2.000$ kg. et Q_o	1.000 kg.
— M	10.120 »
— m	5.000 »
— M_m	7.555 »
— $\frac{m}{M}$	0,5

On indique comme dimensions de la machine motrice les valeurs suivantes :

Diamètre du piston	D =	0,81	mètres.
Course du piston par seconde.	l =	2,13	—
Vitesse moyenne d'extraction.	V =	20	—

D'une façon générale on peut dire que cet appareil d'extraction est logiquement construit ; mais on pourrait lui reprocher les dimensions trop grandes que le tambour présente pour la profondeur et le rendement en question ; de plus, il ne compense que d'une façon imparfaite le poids énorme du câble. Nous verrons dans la suite que des tambours de mêmes dimensions permettent soit d'extraire des quantités beaucoup plus grandes de la même profondeur, soit la même quantité de profondeurs beaucoup plus considérables, en compensant complètement le poids du câble dans le sens où on l'entend ordinairement.

Les dimensions exagérées du tambour proviennent du fait que la distance Δ des spires paraît trop grande,

ce qui détermine une largeur de tambour de près de 4 mètres; de plus, le câble est trop lourd, car il est de diamètre uniforme au lieu d'être modérément décroissant vers le bas, comme il devrait l'être pour cette grande profondeur de puits. Il est certain que si les diamètres décroissants du câble sont établis d'après le principe de la résistance uniforme dans les sections les plus chargées, le résultat n'est pas très heureux, car de cette façon le câble devient trop faible dans sa partie inférieure. Il est alors certainement plus faible que dans le cas d'une diminution de diamètre modérée ou dans le cas de l'épaisseur uniforme. Il est en effet avéré que les secousses et les efforts du démarrage se font surtout sentir dans cette partie inférieure du câble, et c'est là (près de l'attache à la cage) qu'ils se rompent le plus souvent. Sous ce rapport, le câble d'épaisseur constante est le plus sûr, et pour des profondeurs de 500 et même de 700 mètres, lui seul devrait être employé. Pour des profondeurs beaucoup plus grandes, la diminution de diamètre devient un « mal nécessaire » pour éviter un poids de câble trop considérable. On diminue ce mal en modérant les diminutions de diamètre. Pour cela le moyen le plus simple et le plus pratique est de faire les 3 ou 400 mètres inférieurs du câble sous forme cylindrique et de n'admettre la diminution de diamètre que sur la partie supérieure. C'est ainsi qu'il faudra toujours interpréter le terme de « câble modérément diminué », employé dans ce rapport.

Le câble d'extraction de Tamarack aurait dû être « modérément diminué » pour être moins épais et moins lourd.

Dans le chapitre suivant nous allons démontrer ce que nous venons d'avancer en donnant des preuves tirées du domaine de la pratique.

TAMBOUR SPIRALOIDE DE E. TOMSON DU PUITS « PREUSSEN » SUR LE RHIN

Sous le titre « Installations d'extraction à grandes profondeurs », M. E. Tomson, directeur de Mines, a publié en 1898 un article dans le journal *Glückauf*. Cet article, présenté au Congrès des mineurs allemands tenu à Munich, a paru également chez Baedeker, à Essen, et mérite à tous les points de vue de fixer notre attention. Dans ce travail détaillé et très documenté, mais quelque peu confus (1) au point de vue théorique, nous ne puiserons que ce qui paraît utile pour la question que nous envisageons. Il résulte, entre autres, de

---

(1) Je ne veux mentionner qu'un point qui me concerne personnellement. M. Tomson calcule les câbles d'extraction d'après ma formule qui, avec les notations de M. Tomson, a la forme suivante : Poids du câble en kg. par mètre courant :

$$p = \frac{Q}{\lambda - L}$$

Q étant la charge en kilog. accrochée au câble,
L la longueur du morceau de câble considéré,
λ ce qu'on appelle la « longueur portante » (Traglänge).

Or, d'après ce que j'ai montré, une simple coïncidence numérique veut que cette « longueur portante » pour des câbles en fil de fer et en fil d'acier ordinaire, s'exprime par un nombre de mètres qui est égal au nombre de kg. $\frac{k}{c}$ qui mesure la tension que l'on peut admettre pour le fil (k étant la charge de rupture et c le coefficient de sécurité). M. Tomson remplace simplement, mais à tort, λ par $\frac{k}{c}$ et pose :

$$p = \frac{Q}{\frac{k}{c} - L}$$

Dans le dénominateur de cette fraction on retranche une longueur d'une tension, ce qui est inadmissible au point de vue mathématique et ce qui dénature ma formule. D'ailleurs M. Tomson n'indique pas la source à laquelle il a puisé cette for-

cet article, que le tambour spiraloïde est l'appareil le plus parfait pour extraire de grandes masses à des profondeurs atteignant 1200 mètres et par suite des masses ordinaires à des profondeurs plus considérables encore. Il suffit d'installer et de commander le tambour d'après le système de M. E. Tomson qui est breveté en Allemagne sous le N° 70599. Cette invention est d'une importance capitale, et M. E. Tomson a rendu un service incontestable à la construction des machines de mines.

Le principe de l'invention est le suivant :

Il s'agit d'éviter les arbres trop longs et partant trop lourds que nécessitent les tambours spiraloïdes lorsqu'on les dispose côte à côte suivant le procédé ordinaire. Pour y parvenir, M. Tomson les place l'un au-dessus et derrière l'autre dans un même plan vertical. Il en résulte que les deux tambours, pour les deux câbles, sont séparés et placés de façon à ce que leurs plans médians soient dans le même plan vertical. Chacun a par conséquent son arbre à lui. L'idée en elle-même n'est pas nouvelle, ainsi que le dit d'ailleurs M. Tomson, car on l'avait déjà appliquée au moyen de transmissions par engrenages entre les deux tambours (1). Mais le point capital est que M. Tomson

---

mule. De plus, il exprime constamment le moment statique en kgm, comme si c'était un travail ou une puissance, tandis qu'en réalité c'est une force — appliquée à un bras de levier d'un mètre — qui doit par conséquent être mesurée en kg., etc.

J'ai été forcé de faire ces remarques dans mon propre intérêt, ce qui ne m'empêche pas d'apprécier comme elle le mérite, la haute valeur de M. Tomson pour tout ce qui concerne les questions d'ordre *pratique*.

(1) A Pzibram, par exemple, un pareil tambour double, mais cylindrique, était à cette époque en service depuis plus de 20 ans au puits « Anna ».

remplace par une transmission par bielles l'ancienne transmission par engrenages, qui était fort difficile à construire à cause des dimensions énormes des tambours et de la grande vitesse tangentielle. Les manivelles des arbres des tambours sont commandées deux par deux par des bielles fixées à deux balanciers à bras égaux. Chacun des balanciers porte un troisième bras plus long que les précédents, et ces bras sont commandés par les deux tiges de piston de la machine compound verticale. Au puits « Preussen » les deux cylindres ont $1^m,15$ et $0^m,82$ de diamètre sur $2^m,6$ de course et 2^m de vitesse moyenne, la pression de vapeur étant de 10 atmosphères. Actuellement cette machine extrait d'une profondeur de 800 mètres une charge utile de $Q = 4400$ kg. (8 bennes de houille de 550 kg.) à 10 mètres de vitesse moyenne ; les tambours sont disposés de façon à pouvoir extraire la même charge utile de 900 mètres de profondeur. Chacun des deux tambours a les dimensions suivantes :

Largeur : $l = 2^m,8$ (y compris la réserve de câble) ;
Petit rayon : $r = 2^m,75$;
Grand rayon : $R = 5^m$.

Le poids du câble de 7600 kg. est complètement équilibré. Des témoins oculaires de toute confiance m'ont assuré que cette machine, qui frappe par ses grandes dimensions et sa belle construction, fonctionne d'une façon parfaite.

TAMBOUR SPIRALOÏDE APPLIQUÉ A L'EXTRACTION D'UNE CHARGE UTILE $Q = 4000$ KG. D'UNE PROFONDEUR DE 1200 MÈTRES.

Il est hors de doute que le système Tomson qui emploie l'appareil d'extraction le plus parfait, c'est-à-dire le tambour spiraloïde, est appelé à atteindre des

profondeurs bien supérieures à 1000 mètres. Les frais d'installation sont certainement fort élevés, mais ils sont largement compensés par l'économie de vapeur, par la diminution de l'usure du câble et par la sécurité d'exploitation qui dépasse celle offerte par n'importe quel autre appareil d'extraction.

M. Tomson lui-même a établi les dimensions suivantes pour un tambour spiraloïde appliqué à une extraction intensive de houille à une profondeur de 1200 mètres.

Soit comme précédemment Q la charge utile et Q_o le poids mort :

$$Q = 4.400 \text{ kg.}$$
$$Q_o = 8.000 \text{ kg.}$$

En admettant un coefficient de sécurité égal à 8 et une résistance à la rupture de 180 kg. pour le fil d'acier, M. Tomson trouve que le poids du câble (sans réserve) doit être de :

$$P = 9160 \text{ kg.}$$

le diamètre moyen étant de :

$$d = 48 \text{ millimètres.}$$

Pour réaliser une compensation presque complète, il faut adopter :

Pour le petit rayon $r = 2^m,75$;
» grand » $R = 5^m,5$.

M. Tomson établit la distance horizontale Δ de deux spires voisines au moyen d'un tableau très complet (1)

(1) Au moyen de ce tableau, on trouve pour valeur moyenne $\Delta = 64^{mm},6$, c'est-à-dire $\Delta = d + 17^{mm}$: on prend $\Delta = d + 13^{mm},5$ pour les spires voisines du plan vertical des poulies et $\Delta = d + 20$ pour les spires voisines des bords des tambours. Il en résulte que ma formule $\Delta = 1,1\ d + 20^{mm}$ donne des valeurs assez

et, en additionnant 47 valeurs de Δ, il trouve la largeur du tambour :

$$l = 3^m,038$$

sans réserve de câble.

Les dimensions calculées par M. Tomson pour l'extraction intensive à 1200 mètres de profondeur, c'est-à-dire :

$$r = 2^m,75,$$
$$R = 5^m,5,$$
$$l = 3^m,04$$

semblent être énormes, mais avec la commande du tambour par le système Tomson, elles ne sont point irréalisables. On pourrait sans doute les réduire quelque peu si l'on remplaçait les charges $Q = 4.400$ kg. et $Q_0 = 8.000$ kg., adoptées à la houillère « Preussen » par les charges usuelles $Q = 4.000$ kg. et $Q_0 = 6.000$ kg. De plus, on pourrait diminuer un peu le poids du câble, si au lieu de le calculer avec un coefficient de sécurité uniforme de 8 appliqué à des fractions de 100 mètres, on l'établissait de la manière suivante pour

$$Q + Q_0 = 10.000 \text{ kg.}$$

grandes de Δ pour les câbles épais, si l'on a soin de disposer les gorges de la façon convenable sur la surface du tambour. Pour des câbles de moins de 25^{mm}, je prends $\Delta = 1,5\,d + 10^{mm}$, ainsi que j'ai déjà eu l'occasion de le dire. Mais dans chaque cas particulier il faut avoir soin de déterminer ou de contrôler la répartition des gorges par le dessin ou par le calcul.

FRACTION DE CABLE		POIDS par MÈTRE COURANT	POIDS du CABLE
NUMÉRO à partir du bas	LONGUEUR L		
1	400m	5kg,00	2.000kg
2	200	5,33	1.067
3	200	5,68	1.136
4	200	6,04	1.208
5	200	6,42	1.284
	1.200m		6.695kg

En chiffres ronds, on aurait P = 6.700 kilos.

Ce câble ne présente du haut en bas que la sécurité bien suffisante de 7 à 7,5, mais à la partie inférieure, tout près de l'attache à la cage, où il est soumis aux efforts les plus considérables, la sécurité est de 9, tandis que le câble de Tomson n'a guère qu'un coefficient de sécurité de 8 à cet endroit dangereux, alors que dans les autres parties la sécurité, et par conséquent le poids, sont exagérés (1).

Le diamètre moyen de ce câble rond serait de 40 millimètres (avec $\Delta = 65$ millimètres) si le câble était un câble ordinaire à deux enroulements, et de 35,4 millimètres (avec $\Delta = 59$ millimètres), si le câble était à enroulement concentrique. Les dimensions du tambour nécessaires pour la compensation complète ($M = m$) seraient dans les deux cas ci-dessus :

(1) Si un règlement quelconque exigeait le coefficient de sécurité de 8 pour toute la longueur du câble, ce règlement ne serait *point* rationnel au point de vue technique. Par contre il y aurait lieu d'approuver un règlement exigeant une sécurité *moyenne* de 8, c'est-à-dire 9 près de l'attache à la cage et 7 près de la poulie.

$r =$	2,75 mètres	ou	3,0	mètres.
$R =$	5,05	—	—	5,5	—
$l' =$	3,20	—	—	2,92	—
$l =$	2,91	—	—	2,65	—
$M = m =$	15,600 kilos	ou	17,000 kilos.		

Les largeurs de tambour l' s'appliquent au câble ordinaire à deux enroulements et les largeurs l au câble à enroulement concentrique (1).

Ces dernières dimensions paraissent encore énormes. Il y a même lieu de remarquer qu'elles ne sont guère plus petites que celles calculées par Tomson pour une charge plus considérable. Cela provient uniquement de ce que M. Tomson a trouvé pour Δ, distance horizontale de deux spires, une valeur beaucoup trop faible en la calculant au moyen de son tableau détaillé. Il l'a d'ailleurs reconnu lui-même en adoptant finalement dans la machine de la houillère « Preussen » une valeur de Δ beaucoup plus considérable que celle qu'il avait calculée lui-même en se servant du tableau en question.

Nous pouvons cependant admettre comme établi que l'on peut arriver à installer l'extraction intensive de la houille (et mieux encore celle des minerais avec une charge utile de $Q = 4.000$ kilos) à 1.200 mètres de profondeur au moyen du tambour spiraloïde. Il s'agit

(1) On pourrait chercher à éviter les dimensions trop grandes du tambour conique, en renonçant à la compensation complète. Dans notre cas on prendrait par exemple $r = 3,0$ mètres et $R = 5,0$ mètres. On trouverait alors pour le câble ordinaire $l' = 3,1$ mètres et pour le câble à enroulement concentrique $l = 2,82$ mètres. Il en résulterait $M = 20.100$ kilos, $m = 8.900$ kilos et $m/M = 0,61$. On voit, d'après cet exemple, qu'en diminuant légèrement la dimension R, le degré de compensation baisse très notablement. Par conséquent, on devrait toujours établir le tambour conique de façon à réaliser la compensation *complète* du poids du câble.

seulement de calculer ce tambour de façon à réduire les dimensions autant que faire se peut (1).

De tout ce qui précède, nous pouvons dès maintenant conclure que le tambour spiraloïde permettra d'extraire des quantités *ordinaires* de houille et plus facilement encore des quantités *ordinaires* de minerai (charge utile Q = 2.000 kilos), à des profondeurs de bien plus de 1.200 mètres. Comme exemple, nous allons faire le calcul de l'extraction de la houille à 1.500 mètres de profondeur.

TAMBOUR SPIRALOIDE APPLIQUÉ A L'EXTRACTION D'UNE CHARGE UTILE DE Q = 2.000 KILOS A 1.500 MÈTRES DE PROFONDEUR.

Pour l'extraction de la houille, nous adoptons comme précédemment un poids mort $Q_0 = 1,5\ Q$; nous aurons à considérer :

Profondeur d'extraction......	H	= 1.500 mètres.
Charge utile................	Q	= 2.000 kilos.
Poids mort.................	Q_0	= 3.000 —

La charge totale étant $Q + Q_0 = 5.000$ kilos, nous établirons le câble rond à diamètre décroissant de la façon suivante :

(1) Dans cet ordre d'idées, il faut surtout éviter de prendre une trop grande valeur pour Δ (distance horizontale de deux spires). Cette valeur peut en effet donner lieu à un cercle vicieux. Si l'on prend une grande valeur de Δ pour pouvoir rapprocher le tambour du puits, il en résulte une largeur plus grande pour le tambour, et l'on est alors forcé d'éloigner de nouveau ce tambour du puits. Il ne faut donc pas prendre Δ plus grand qu'il n'est nécessaire, eu égard à la construction des spires et au jeu qu'il faut laisser de chaque côté du câble.

PARTIES DU CABLE		POIDS par MÈTRE COURANT	POIDS du CABLE
NUMÉRO à partir du bas	LONGUEUR L	q	L q
1	400m	2kg,50	1.000kg
2	300	2,86	858
3	200	3,05	610
4	200	3,25	650
5	200	3,45	690
6	200	3,67	734
	1.500m		4.542kg

Le poids du câble est donc en chiffres ronds : P = 4.550 kilos.

Ainsi que nous l'avons dit précédemment, ce câble présentera dans les sections les plus chargées un coefficient de sécurité de 7 à 7,5 du haut en bas, tandis qu'à l'extrémité inférieure le coefficient de sécurité sera de 9. Le diamètre moyen de ce câble serait de 30,5 millimètres s'il était à double enroulement ordinaire ; il ne serait que de 26 millimètres si l'on pouvait faire un câble à enroulement concentrique.

Pour ces diamètres, l'écartement moyen de deux spires serait (d'après la formule $\Delta = 1,1\ d + 20$ millimètres) $\Delta = 53$ millimètres ou $\Delta = 49$ millimètres.

Dans le cas de la compensation complète du poids du câble ($M = m$), on aurait les dimensions suivantes pour le tambour, dans l'une ou l'autre hypothèse :

$r =$	2,5 mètres	ou	2,6 mètres.
$R =$	5,34 —	—	5,55 —
$l' =$	3,23 —	—	3,11 —
$l =$	2,99 —	—	2,87 —
$M = m =$	7.840 kilos	—	8.150 kilos.

Les largeurs l' s'appliquent au câble ordinaire à deux enroulements et les largeurs l au câble à enroulement concentrique.

Nous trouvons ainsi pour l'extraction de quantités ordinaires (Q = 2.000 kg.) à 1.500 mètres de profondeur, les mêmes dimensions de tambour que pour l'extraction intensive (Q = 4.000 kg.) à 1.200 mètres.

Dans les deux cas, nous avons affaire à un tambour monstre ayant 11 mètres de grand diamètre, et au moins 3 mètres de largeur, le petit diamètre étant de 5 mètres ou même d'un peu plus de 5 mètres.

Ces dimensions extrêmes peuvent être réalisées en cas de nécessité absolue, mais nous sommes d'avis qu'elles représentent la limite pratique de ce qu'on peut faire de nos jours.

Nous admettons bien entendu que les deux tambours sont disposés l'un derrière l'autre et actionnés par le mécanisme de Tomson. Il n'y a que les dimensions énormes, le poids et le prix élevé des tambours qui soient gênants. La construction des machines motrices au contraire ne présenterait pas de difficultés sérieuses, car les moments statiques à vaincre (17.000 et 8.000 kg. en chiffres ronds) n'ont rien d'effrayant. On peut même dire que leur valeur presque constante est l'un des avantages principaux de cet énorme appareil d'extraction.

Dans tout ce qui précède, nous n'avons pas tenu compte de la *vitesse d'extraction*. Nous continuerons à agir de même, car cette vitesse doit être étudiée au point de vue de l'utilisation rationnelle des machines, de façon à réaliser l'extraction totale voulue. Il est en effet facile de faire varier dans des limites assez étendues la vitesse d'extraction d'une installation donnée.

Soit dit en passant, en Europe on fait l'extraction à une vitesse d'environ 10 mètres par seconde, tandis qu'on atteint 20 mètres en Amérique. La première vitesse est sensiblement celle des trains de voyageurs ordinaires, et la deuxième celle des express sur les chemins de fer de l'Europe centrale.

EXTRACTION DE QUANTITÉS ORDINAIRES A DES PROFONDEURS DE PLUS DE 1.500 MÈTRES ET EXTRACTION INTENSIVE A PLUS DE 1.200 MÈTRES AVEC UN SEUL APPAREIL D'EXTRACTION.

Nous avons établi que pour l'extraction de quantités ordinaires ($Q = 2.000$ kg.) la profondeur de 1.500 était la limite extrême à laquelle on peut faire une extraction rationnelle avec un seul appareil. Pour l'extraction intensive ($Q = 4.000$ kg.) cette même profondeur est de 1.200 mètres. La façon rationnelle de le faire est d'appliquer le tambour spiraloïde qui, pour les très grandes dimensions, doit être établi d'après le système Tomson.

Précédemment nous avons démontré que le tambour spiraloïde est le seul appareil logique dès qu'on atteint 1.000 mètres.

A partir de cette profondeur en effet, le tambour cylindrique à câble plat ne peut plus être envisagé comme un appareil rationnel, même pas par les ingénieurs qui d'une façon générale en sont partisans.

Nous avons montré que le simple tambour cylindrique *n'est plus rationnel* à 1.000 mètres de profondeur parce qu'il n'est pas économique et que de plus il est dangereux. Par contre, cet appareil, de tous le plus simple, le plus primitif et aussi le plus imparfait, est cependant celui qui *peut être* appliqué aux plus grandes profondeurs, surtout si l'on enroule le câble en

quatre ou même en plus de quatre couches, ce qui ne tarde d'ailleurs pas à l'user complètement. Les dangers d'une pareille exploitation croissent avec la profondeur.

Si l'on est forcé de faire l'extraction intensive à plus de 1.200 mètres ou l'extraction ordinaire à plus de 1.500 mètres avec un seul appareil d'extraction, on est condamné à employer le tambour cylindrique malgré tous ses défauts, car lui *seul* peut effectuer ces travaux.

Tel est du moins notre avis qui demande à être corroboré par l'expérience. Nous pouvons citer une installation qui n'est pas encore terminée en ce moment (février 1900), mais qui est sur le point de l'être.

Pour une mine américaine (probablement une mine de cuivre sur le Lac Michigan), on cherche un câble à diamètre décroissant qui devra remplir les conditions suivantes.

Il s'agit d'extraire au moyen de *skips* 107 tonnes de minerai par heure d'une profondeur de 6.000 pieds anglais (1.830^{m}) à une vitesse moyenne de 20 mètres par seconde.

La charge utile Q est d'environ 4.000 kg. et le poids mort (poids des skips) d'environ 2.500 kg. (1)

Le câble doit présenter un coefficient de sécurité de 8^{m},5 et s'enrouler *en deux couches seulement* sur un tambour cylindrique de 5^{m},5 de diamètre. Les deux tambours seront montés sur deux arbres, l'un derrière

---

(1) L'extraction au moyen de skips donne lieu à un poids mort inférieur à celui que l'on aurait dans le cas de l'emploi de bennes, mais par contre elle impose l'extraction directe à partir du fond, car il n'est pas facile de transborder le contenu des skips. On est alors « condamné », comme nous disions ci-dessus, à l'application du tambour cylindrique qui seul permet d'atteindre ces profondeurs.

l'autre ; chacun devra pouvoir recevoir 6.400 pieds anglais de câble (1.950 mètres y compris la réserve).

Une fabrique de câbles proposa de livrer un câble rond à diamètre décroissant en fil d'acier de 180 kilos de résistance à la rupture. Le coefficient de sécurité étant de 8,5, le poids moyen du câble aurait été de 5 kilos par mètre courant et le diamètre moyen de 40^{mm}.

Le poids actif total du câble, pour 1830 mètres de profondeur, aurait été P = 8.900 kilos ; la réserve de câble au gros bout aurait pesé 900 kilos et le câble tout entier 9.800 kilos.

Les données sont par conséquent :

$$Q = 4.000 \text{ kilos.}$$
$$Q_0 = 2.500 \text{ —}$$
$$P = 8.900 \text{ —}$$
$$\text{Diamètre } 2\,R = 5^{m},5.$$

Il en résulte les valeurs suivantes :

Moment de démarrage $M = R\,(Q + P) = 35.500$ kilos.
— final $m = R\,(Q - P) = -\ 13.500$ k.
— moyen $R\,Q = 11.000$ kilos.

La largeur du tambour serait de $2^{m},4$ dans le cas d'un câble à deux enroulements ; elle ne dépasserait guère 2 mètres pour un câble à enroulement concentrique.

Il y a tout lieu de se demander comment se fera l'extraction avec cet appareil.

NOTE SUPPLÉMENTAIRE

Dans le même ordre d'idées, nous pouvons citer un autre appareil d'extraction américain qui est très bizarre et qui n'est motivé que par des raisons de force majeure, tout comme le précédent.

Il parait être un peu plus ancien que le précédent, car le journal « American Machinist » donne la description de toute l'installation dans son volume de 1899 (pages 833 et suivantes). Mes données sont extraites du n° du 24 février 1900 de la « Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure » (1).

Il s'agit encore d'une machine d'extraction de la « Tamarack Mining Company » dans l'Etat de Michigan. La profondeur est de 1.830 mètres.

Le problème d'extraire d'une pareille profondeur avec un seul appareil fut résolu d'une façon toute nouvelle et inusitée, je serais même tenté de dire « d'une façon toute américaine ». On établit un tambour moitié cylindrique et moitié conique, et on disposa les deux tambours sur un même arbre de façon que la moitié cylindrique soit commune aux deux tambours. Il en résulta un tambour composé de trois parties de largeur égale : les deux parties extérieures sont coniques, la partie centrale est cylindrique et les deux câbles viennent s'y enrouler à tour de rôle. Chaque partie a $2^{m},2$ de largeur ; la largeur totale utile du tambour est donc de $6^{m},6$ et, en y ajoutant les épaisseurs des deux disques extrêmes, cette largeur est de $7^{m},5$. Pour déterminer la longueur totale de l'arbre, il faut ajouter les deux largeurs des paliers de 1.067^{mm}, les deux portées des manivelles et les espaces libres assez considérables.

Il était impossible de donner assez de résistance à un arbre d'une pareille longueur pour pouvoir monter le tambour précédent. On eut alors recours au moyen bizarre de donner une rigidité absolue à toutes les

(1) Au moment d'envoyer mon rapport à Paris, j'intercale cette note supplémentaire.

parties du tambour, ce qui ne pouvait se faire sans employer des pièces d'un poids énorme. L'arbre lui-même, au contraire, était en somme assez léger et même couplé au milieu. Il fut suspendu au tambour au moyen de tirants. Les deux disques extrêmes du tambour sont formés de plateaux dont les portées ont plus d'un mètre, etc.

Les diamètres des deux disques qui sont égaux à ceux du petit bout de la partie conique du tambour mesurent $4^m,78$. Le grand diamètre du tambour conique qui est égal au diamètre de la partie cylindrique centrale, mesure $7^m,62$.

Les dimensions sont donc :

Petit rayon du tambour..... $r = 2^m,39$.
Grand — — ..... $R = 3^m,81$.

Charge utile (dans deux bennes très grandes) $Q = 5.450$ kilos.

La cage d'extraction pèse 1.900 kilos, les deux bennes vides pèsent 1.820 kilos ; le poids mort est par conséquent de :

$$Q_o = 3.720 \text{ kilos.}$$

Le câble à diamètre décroissant a un diamètre moyen de 38^{mm} et pèse :

$$P = 9.990 \text{ kilos.}$$

C'est tout ce qu'on dit au sujet du câble.

De ces données, nous pouvons déduire le moment statique correspondant à une extraction à 1.830 mètres de profondeur :

Moment de démarrage...... $M = 31.404$ kilos.
Moment final............... $m = 2.386$ kilos.

Le moment moyen est de :

$$\frac{M}{m} = \frac{1}{2}(R + r)\ Q = 16.895\ \text{kg.}$$

Le degré de compensation réalisé est de

$$\frac{m}{M} = 0{,}076$$

c'est-à-dire que la puissance absorbée par la machine se réduit pendant la montée de la charge jusqu'à 7,6 % de la puissance initiale.

Pour pouvoir vaincre le moment de démarrage M = 31.404 kilos, le tambour est actionné directement au moyen de 4 cylindres à vapeur (deux par manivelle) qui ont 864^{mm} de diamètre et 1.524^{mm} de course.

Nous voulons nous abstenir de toute critique de cette installation extraordinaire, mais nous devons faire la remarque suivante : Si l'on voulait établir une extraction rationnelle dans les mines de cuivre du Lac Supérieur (Michigan) qui s'étendent à près de 2.000 mètres de profondeur, il faudrait y installer la méthode d'extraction que nous allons exposer à la fin de ce rapport.

EXTRACTION DES PROFONDEURS LES PLUS GRANDES AU MOYEN DE DEUX APPAREILS

Lorsqu'on cherche à dépasser la profondeur de 1.500 mètres pour l'extraction de quantités moyennes (Q = 2.000 kilos) et la profondeur de 1.200 mètres pour l'extraction intensive, il faut avoir recours à deux appareils d'extraction pour établir une exploitation *rationnelle* et sûre, et éviter notamment les moments négatifs. L'un de ces appareils fait l'extraction depuis le fond jusqu'à un niveau intermédiaire, l'autre depuis

ce niveau jusqu'au jour. On aura donc affaire à une extraction *inférieure* et à une extraction *supérieure*.

Si l'extraction inférieure se fait au moyen d'un moteur souterrain, toute l'installation ne présentera rien de nouveau ni d'original, car il y a déjà de nombreux exemples de ces extractions inférieures établies sur une échelle modeste. Une ou plusieurs petites machines souterraines élèvent les produits de l'abattage dans des puits secondaires jusqu'à un niveau intermédiaire. Là on les amène à un puits principal dans lequel se fait l'extraction proprement dite jusqu'au jour.

Même lorsque le puits secondaire est établi sensiblement sur le modèle du puits principal, cette extraction inférieure ne pourra dépasser une certaine profondeur, car les grands appareils d'extraction qu'il faut pour les profondeurs considérables, ne peuvent guère trouver à se loger dans le fond d'une mine.

Il sera toujours possible d'établir une machine d'extraction souterraine pour quelques centaines de mètres — mettons 500 mètres — si l'on a soin de construire un tambour très ramassé et de choisir un moteur approprié.

Pour remplir la *première* condition, il faudra adopter le tambour cylindrique, car il peut être placé tout près du puits et ne demande que peu de place. Il sera bon d'employer la méthode d'extraction de Kœppe avec câble compensateur, notamment avec câble sans fin.

Pour remplir la *deuxième* condition qui concerne la commande, il faudra sans hésiter donner la préférence à la commande électrique, car le moteur à air comprimé n'est pas sans présenter des inconvénients, et la vapeur s'exclut d'elle-même à de pareilles profondeurs (plus de 1200 ou 1500 mètres).

Il y a un autre moyen pour réaliser l'extraction avec

deux appareils : c'est de les placer *tous les deux au jour* au lieu d'en avoir un au fond. De plus, cette méthode permet d'augmenter la profondeur totale, non pas de quelques centaines de mètres seulement, mais de 1000 mètres en chiffres ronds. On pourra donc atteindre des profondeurs totales de 2000 à 2500 mètres tout en employant les appareils d'extraction les plus perfectionnés (1).

En Amérique on pourrait déjà appliquer cette méthode utilement, si l'on voulait adopter les cages et bennes à la place des skips pour faire l'extraction. Voici en quoi elle consiste :

A partir du jour jusqu'à une profondeur dépassant d'environ 100 mètres la moitié de la profondeur totale, on donne au puits une section suffisante pour y réserver place non seulement pour les deux compartiments qui vont jusqu'au fond, mais encore pour deux autres compartiments qui ne descendent que jusqu'au niveau intermédiaire. En somme, depuis le jour jusqu'à ce niveau intermédiaire, le puits est un puits d'extraction double, tandis que dans la partie inférieure, un peu

---

(1) J'ai présenté cette méthode d'extraction à grande profondeur dès l'année 1884 dans le rapport que je fis à l'assemblée annuelle de la Société des architectes et des ingénieurs du royaume de Bohême, tenue à Pzibram. Ce rapport fut publié dans le journal *Oesterreichische Zeitschrift für Berg-und Hüttenwesen* (tome 32 de l'année 1884), sous le titre de : « Comment ferons-nous l'extraction à des profondeurs allant de 1000 à 2000 mètres ? »

Je vais démontrer dans la suite que je puis sans hésitation étendre cette limite à 2000 et même 2500 mètres, grâce à l'emploi que l'on fait actuellement de fil d'acier présentant une charge de rupture de 180 kg. par millimètre carré. Dans le rapport en question j'avais revendiqué mes droits de priorité sur cette *invention* pour laquelle je n'ai cependant pas pris de brevet.

J. HRABAK.

moins longue que l'autre, il ne constitue qu'un puits d'extraction simple.

Dans les deux premiers compartiments on fait l'extraction depuis le fond jusqu'à l'étage intermédiaire au moyen de câbles qui traversent le puits tout entier. La machine d'extraction est au jour, et les câbles sont disposés de façon que les parties supérieures des deux câbles s'enroulent sur le tambour, tandis que les deux parties inférieures pendent toujours dans le puits et s'équilibrent mutuellement en augmentant le poids mort. A partir de l'étage intermédiaire l'extraction jusqu'au jour se fait de la manière usuelle dans les deux autres compartiments qui ne s'étendent que jusqu'à cet étage. A l'étage intermédiaire, il faut naturellement établir une chambre de manutention assez grande pour y loger un nombre suffisant de bennes chargées venant du fond et de bennes vides venant du jour. De cette façon les deux parties distinctes de l'extraction pourront fonctionner indépendamment l'une de l'autre.

Un même chevalement pourra porter les quatre poulies, nécessaires pour les deux extractions. Les deux machines d'extraction pourront être placées de part et d'autre du puits double ou bien disposées l'une derrière l'autre d'un même côté.

Cette méthode d'extraction exige l'élargissement du puits jusqu'à l'étage intermédiaire, c'est-à-dire sur un peu plus de la moitié de la profondeur totale. Mais le rendement plus grand de l'installation compense les frais d'installation plus élevés. La puissance d'extraction serait même double de celle qu'on pourrait réaliser avec l'extraction directe au moyen du tambour cylindrique, s'il ne fallait déduire le temps perdu pour le transbordement. Néanmoins la puissance d'extraction augmente d'environ 50 °/₀. La supériorité de cette installation consiste surtout dans les facilités qu'elle offre

pour permettre de réaliser une grande économie et la sécurité la plus absolue. Elle est beaucoup plus accessible et plus facile à surveiller que les installations à machines souterraines et permet d'atteindre les profondeurs les plus considérables.

Suivant les circonstances locales, il est possible de disposer autrement cette extraction à deux étages, commandée du jour. Lorsque sur un même siège, il y a plusieurs puits (qui peuvent aussi être des puits d'exhaure ou de ventilation), on peut se servir de l'un pour faire l'extraction jusqu'à la moitié de la profondeur et de l'autre pour élever jusqu'au jour. Dans d'autres cas, deux puits peuvent servir pour l'extraction sur la moitié inférieure du parcours, et un puits sur la moitié supérieure, la charge utile étant deux fois plus lourde dans cette dernière partie. Tout cela dépend des conditions locales.

Les deux exemples suivants vont nous montrer quelles seraient les profondeurs maxima que nous pourrions atteindre au moyen de ce système, si nous adoptions les appareils d'extraction les plus grands que l'on puisse construire pratiquement. Dans les deux hypothèses, nous admettrons que le poids mort atteint une fois et demie le poids utile, ce qui est toujours le cas pour l'extraction de la houille ; dans le cas de l'extraction de minerai, les deux appareils seraient par conséquent moins grands que ceux que nous allons calculer.

PREMIER EXEMPLE

EXTRACTION INTENSIVE DES PLUS GRANDES PROFONDEURS AVEC DEUX MACHINES

Pour le premier étage (environ jusqu'à 100 mètres au-dessous de la moitié de la profondeur totale), nous admettrons 1200 mètres de profondeur. Pour ce cas,

nous avons déjà calculé les dimensions suivantes du tambour conique :

Charge utile. $Q = 4000$ kg.
Poids mort.. $Q_o = 6000$ »

Câble à diamètre décroissant cinq fois de suite, présentant un coefficient de sécurité égal à 7 et pesant $P = 6700$ kg. Le diamètre moyen de ce câble serait $d = 40$ millim. ou $d = 35$ millim. 4 (suivant que le câble est à deux enroulements ordinaires ou à enroulements concentriques).

Pour le tambour, nous avons trouvé :

Petit rayon.. ..	$r =$	2,75	ou 3,0 m.
Grand »	$R =$	5,05	ou 5,5 m.
Larg. »	$l' =$	3,20	ou 2,92 m.
ou bien......	$l =$	2,91	ou 2,65 m.

Moment statique $M = m =$ 15.600 ou 17.000 kg.

Pour l'étage inférieur, il faut d'abord calculer la partie supérieure du câble de façon à réaliser un coefficient de sécurité de 7 ; on trouvera :

PARTIES SUCCESSIVES du câble		POIDS par MÈTRE COURANT	POIDS du CABLE
NUMÉRO	LONGUEUR L	p	$L\,p$
6	200^m	6^kg,96	1.392^kg
7	200	7,54	1.508
8	200	8,17	1.634
9	200	8,85	1.760
10	200	9,58	1.916
	1.000^m		8.210^kg

Le diamètre moyen du câble est $d = 50^{mm}$, ou $d = 43^{mm}$, et les distances horizontales correspondantes de deux spires sont $\Delta = 75^{mm}$ ou $67^{mm},3$ (suivant qu'il s'agit d'un câble ordinaire ou d'un câble à deux enroulements).

Pour calculer les dimensions du tambour et la puissance motrice nécessaire, il faut ajouter le poids du câble précédent (6.700 kilos) au poids mort (6.000 kilos). Les charges seront par conséquent :

Charge utile................	$Q =$	4.000 kilos
Poids mort. $Q_0 = 6.000 + 6.700$	$=$	12.700 —
Poids actif du câble..........	$P =$	8.220 —

Dans le cas de la compensation complète du poids du câble, les dimensions du tambour seraient :

Petit rayon................	r	$= 3^m,2$	ou	$3^m,5$
Grand rayon..............	R	$= 5^m,0$	»	$5^m,45$
Largeur..................	l'	$= 2^m,92$	»	$2^m,67$
ou bien..................	l	$= 2^m,62$	»	$2^m,39$
Moment statique.....	$M = m$	$= 16.400$	»	17.900^k

On voit d'après cela que l'appareil pour l'extraction de *2.200 mètres de profondeur* jusqu'à l'étage intermédiaire à 1.200 mètres est presque aussi grand que celui pour l'extraction de cet étage intermédiaire jusqu'au jour.

Dans le cas d'une application pratique, on pourrait s'arranger de façon à donner les mêmes dimensions aux tambours destinés aux deux extractions. On pourrait même établir les deux machines d'après le même modèle, car les moments statiques à vaincre sont sensiblement les mêmes dans les deux cas.

DEUXIÈME EXEMPLE

EXTRACTION DE QUANTITÉS ORDINAIRES DES PLUS GRANDES PROFONDEURS AU MOYEN DE DEUX MACHINES

Nous adopterons 1.500 mètres pour l'étage supérieur qui s'étend jusqu'à 100 mètres environ au-dessous de la moitié de la profondeur totale.

Nous avons trouvé tantôt les dimensions suivantes pour ce cas :

Charge utile........ $Q = 2.000$ kilos.
Poids mort......... $Q_0 = 3.000$ —

Câble à diamètre décroissant 6 fois, présentant un coefficient de sécurité égal à 7 dans la partie supérieure et pesant :

$$P = 4.550 \text{ kilos.}$$

Le diamètre moyen de ce câble serait $d = 30^{mm},5$ ou $d = 26^{mm}$ (suivant que le câble est à deux enroulements ordinaires ou à enroulement concentrique).

Pour le tambour nous avons trouvé :

Petit rayon..................	$r = 2^m,5$	ou	$2^m,6$
Grand rayon..................	$R = 5^m,34$	»	$5^m,55$
Largeur.....................	$l' = 3^m,23$	»	$3^m,11$
ou bien.....................	$l = 2^m,99$	»	$2^m,87$
Moment statique.......	$M = m = 7.840$	»	8.150^k

Pour l'étage supérieur il faut commencer par calculer le câble avec un coefficient de sécurité de 7. On aura :

PARTIES SUCCESSIVES du câble		POIDS par MÈTRE COURANT	POIDS du CÂBLE
NUMÉRO	LONGUEUR L		
7	200m	3kg,98	796kg
8	200	4,31	862
9	200	4,67	934
10	200	5,06	1.012
11	200	5,48	1.096
12	200	5,94	1.188
	1.200m		5.888kg

En chiffres ronds, le poids du câble est

$$P = 5.900 \text{ kilos.}$$

Le diamètre moyen est $d = 38^{m},7$ ou bien $33^{mm},2$; et la distance horizontale correspondante de deux spires est $\Delta = 62^{mm},6$ ou bien $56^{mm},5$ (suivant qu'il s'agit d'un câble ordinaire ou d'un câble à enroulement concentrique).

Pour calculer les dimensions du tambour, il faut ajouter le poids du câble précédent (4.550 kilos) au poids mort (3.000 kilos). Les charges sont alors :

Charge utile................ $Q = 2.000$ kilos
Poids mort........ .... $Q_0 = 7.550$ —
Poids actif du câble.......... $P = 5.900$ —

Dans le cas de la compensation complète, les dimensions du tambour seraient :

Petit rayon.................. $r = 3^{m},0$
Grand rayon. . ... $R = 5^{m},0$

Largeur.................... $l' = 3^m,0$
ou bien...... .... $l' = 2^m,7$
Moment statique........ $M = m = 8.000^k$

Dans ce cas-ci également on voit que l'appareil pour l'extraction de *2.700 mètres de profondeur* jusqu'au niveau intermédiaire de 1.500 mètres est sensiblement aussi grand que l'appareil pour l'extraction depuis le palier intermédiaire jusqu'au jour. Les moments statiques sont aussi à peu près les mêmes pour les deux parties de l'extraction, et les machines pourraient par conséquent être établies d'après le même modèle.

CONCLUSION

Nous venons de démontrer que la méthode d'extraction proposée par nous et qui consiste à mettre deux appareils d'extraction au jour, permet de réaliser l'extraction intensive à 2.200 mètres de profondeur et l'extraction de quantités ordinaires à 2.700 mètres. On peut le faire de la façon la plus parfaite, à condition de ne pas reculer devant l'exécution de tambours spiraloïdes ayant 11 mètres de diamètre et au moins 3 mètres de largeur. Pour des profondeurs un peu moins grandes, par exemple 2.000 mètres pour l'extraction intensive, et 2.500 mètres pour l'extraction de quantités moyennes, ainsi que pour l'extraction de minerais, les appareils d'extraction seront un peu moins grands et pourront par conséquent être construits sans grandes difficultés.

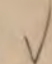
Ces profondeurs de 2.000 à 2.500 mètres pourraient bien être celles que le mineur ne dépassera pas d'ici longtemps par suite de raisons d'un autre ordre. Si malgré tout il fallait dépasser ces profondeurs, on

pourrait encore avoir recours à une machine d'extraction souterraine mue par l'électricité ; cette machine permettrait de descendre encore de quelques centaines de mètres pour aller chercher des minerais riches.

On peut donc affirmer que les procédés modernes de construction de machines permettent de faire de l'extraction à 3.000 mètres de profondeur. Le jour où l'on pourra faire de l'abattage à cette profondeur, on pourra aussi faire l'extraction des minerais abattus.

J. HRABAK.

TABLE DES MATIÈRES

CONDITIONS D'EXPLOITATION 

A GRANDE PROFONDEUR

Par Léon POUSSIGUE, Ingénieur,
Directeur de la Société des Houillères de Ronchamp.

Le problème de l'exploitation des mines à grandes profondeurs préoccupe à juste titre un grand nombre d'ingénieurs. Les exploitations souterraines commencées souvent au voisinage de la surface ou à une faible profondeur, vont, chaque année, s'approfondissant davantage par suite de l'épuisement continu des gîtes; et alors qu'il y a encore peu d'années, des puits de 4 à 500 mètres étaient considérés comme exceptionnels, il n'est pas rare aujourd'hui de rencontrer des exploitations de 700 et 800 mètres ; plusieurs organisées pour des profondeurs plus grandes, et quelques-unes ayant atteint et même dépassé 1.000 et 1.200 mètres, on envisage même l'éventualité d'une extraction prochaine à 1.800 mètres et au-delà.

C'est aux Etats-Unis que l'on constate les plus grandes profondeurs : Le puits Red-Jacket, de la Compagnie Calumet et Hécla (1), a atteint 1.400 mètres ; son extraction de minerai ne se fait toutefois pas au-delà de 1.000 mètres. Par contre, la mine Tamarack (Lac

---

(1) Brough, *Journal of the Society of arts*, t. XLV, p. 57.

Supérieur), avec une profondeur de puits de 1.356 mètres extrait directement de 1.350 mètres.

Après les Etats-Unis, c'est sur le vieux continent que se trouvent les puits les plus profonds. Voici d'ailleurs une liste donnant quelques exemples de puits ou d'exploitations dépassant 900 mètres :

Puits Sainte-Henriette de la Compagnie des Produits (Belgique)........	1.150
Mines de Viviers-Gilly (Belgique)..........	1.143
Puits Adalbert à Pribram (Bohême).........	1.130
— Marie — —	1.130
Exploitation Marcinelle n° 11 (Charleroi)....	1.075
— de Pendlton (Manchester)......	1.059
— Sacré-Madame (Charleroi).....	1.055
— Ashton Moss (Manchester).....	1.024
— Marchienne n° 2 (Charleroi)....	1.065
Mines de Viernoy (Anderlues Belgique).....	1.006
— Agrappe (Mons)....................	1.060
Lansell's Bendigo (Victoria)...............	1.007
Puits Frantz Joseph, Pribram (Bohême).....	1.000
— Anna — —	960
Exploitation Astley Pit Dukinfield..........	960
Yellow Jacket Comstock (Nevada)..........	952
Puits Saint-André (Poirier) Charleroi.......	950
Lazarus (Bendigo)........................	922
Kaiser Wilhelm II Clausthal (Harz).........	902
Prokop, Pribram (Bohême)................	900
Houillères de Ronchamp (France)..........	900

Le nombre assez considérable de puits ayant atteint ou dépassé 900 et 1.000 mètres, prouve que le problème de l'extraction à de grandes profondeurs a reçu un certain nombre de solutions et l'on peut même dire que les solutions intervenues permettent de croire que des profondeurs plus grandes encore pourront être atteintes,

et que la zone limite à laquelle on devra s'arrêter, ne sera pas marquée par l'impossibilité d'extraire les produits, mais bien par des difficultés d'un autre genre, en particulier par la haute température des roches.

Toutefois, peu de mines ont été créées de premier jet en vue d'une exploitation profonde, et souvent, pour celles qui ont atteint les profondeurs les plus grandes, on a été amené à utiliser, en les modifiant plus ou moins, des installations déjà existantes, à suivre certains errements motivés par des raisons économiques ou autres.

Telle solution du problème adoptée par telle mine peut être la seule praticable dans les conditions particulières où cette mine s'est trouvée au moment de l'application, sans être néanmoins celle qui, rationnellement, aurait été indiquée si l'on avait eu à créer de toutes pièces une exploitation de même nature.

En quoi les conditions d'exploitation d'une mine profonde diffèrent-elles de celles d'une mine moyenne ou d'une mine de surface ? La réponse est facile :

1° L'abattage de la matière à extraire et en général toute sorte de travail à l'intérieur de la mine se fait dans des conditions plus défavorables par suite de la température élevée des roches et de l'atmosphère dans laquelle se meut l'ouvrier. L'homme ne produit que peu de travail dans un milieu chaud, et il arrive même que son rendement est à peu près nul pour une fatigue très grande, lorsque, en même temps qu'une haute température, il a à subir l'action d'une atmosphère chargée d'humidité. Aussi peut-on prévoir que parmi les difficultés spéciales qui un jour arrêteront le travail aux grandes profondeurs, la température sera la principale, sinon la seule.

2° Dans une mine profonde, l'extraction des produits abattus, de l'eau ou des matériaux et débris divers,

présente des difficultés particulières. La capacité de production d'un siège d'extraction diminue avec la profondeur. Il faut, si l'on veut produire beaucoup, avoir des appareils marchant vite, ou extrayant un fort tonnage d'un seul coup. On conçoit donc que tel système d'appareil ou de machine qui peut être employé dans une mine ordinaire cessera d'être applicable sans transformation dans une mine qui doit remonter ses produits sur 1.000 ou 1.200 mètres de verticale.

Quelques ingénieurs pensent qu'en dehors des deux genres de difficultés que nous venons de signaler, il en existe d'autres concernant le soutènement des travaux et semblent redouter qu'à une très grande profondeur, la pression des terrains se fasse sentir beaucoup plus vivement. Jusqu'à présent, rien ne semble justifier ces craintes. Les difficultés de boisage se rencontrent un peu dans toutes les mines, quelquefois très sérieuses, au voisinage de la surface ; d'autres fois peu importantes à 800, 900 mètres et au-delà. Les difficultés de boisage paraissent bien plus provenir de la nature des terrains, de leur stratification, de leur allure en général, que de la profondeur à laquelle on les rencontre.

Nous n'aurons donc à nous occuper que de l'élévation de la température et de la difficulté d'extraction, ce qui nous amène à partager ce travail en deux parties :

1° Moyens de combattre la température élevée ;

2° Procédés d'extraction.

Nous dirons en même temps quelques mots des procédés d'établissement des puits profonds, et des dispositions qu'on peut être amené à prendre pour combattre la chaleur pendant le creusement.

Moyens de combattre la température élevée.

Il est admis qu'en moyenne la température du sol augmente de 1° lorsqu'on s'enfonce de 30 à 33 mètres. En réalité cette variation n'est pas régulière, et des écarts considérables ont été notés entre les différents degrés géothermiques. Ce degré dépend de la nature des terrains, de leur juxtaposition, du relief du sol, etc. Ainsi, sous les massifs montagneux, l'accroissement est moins rapide si on le mesure sous les sommets élevés, que si on l'évalue au-dessous des vallées.

Au Mont-Cenis (1) par exemple, la température moyenne du sol de la chaîne du Fréjus étant de 0°, on a constaté que la température dans le tunnel à 1.609 mètres du sommet était de 29°5 ; le degré géothermique est donc dans cette partie de 54^{m},5.

Du côté Sud, alors que le tunnel suit le dessous de la vallée à une profondeur de 678 mètres, le degré géothermique n'est plus que de 37^{m},6.

Au Gothard, au-dessous du point culminant, le degré géothermique a été trouvé de 56 mètres, la température étant de 30°5 au-dessous de ce point, alors que sous la plaine d'Andermatt, il n'est plus que de 38^{m},10.

On a constaté que pour la mine Calumet et Hécla (Lac Supérieur), dont les travaux ont atteint la profondeur de 1.396 mètres, le degré géothermique était de 218 mètres et qu'il n'était que de 30^{m},8 dans la Névada au filon de Comstock (2).

A Ronchamp (Haute-Saône), au puits du Magny, on

(1) Stockalper, *Grands tunnels alpins et chaleur souterraine.*
(2) Brough, *Journal of the Society of arts*, t. XLV.

a remarqué que la température à 7 mètres de profondeur étant uniformément de 10°5, la température de la roche à 892 mètres était de 44°3, ce qui donne pour le degré géothermique $\frac{892 - 7}{44,3 - 10,5} = 26^m,18$.

Depuis cette époque, au cours d'un fonçage dont la profondeur doit atteindre 1.000 mètres, des relevés de température ont été faits et ont donné les résultats suivants :

PROFONDEUR	TEMPÉRATURE	DEGRÉ GÉOTHERMIQUE local	DEGRÉ GÉOTHERMIQUE général
10m	10° 1/2	»	»
300	21	27m,60	27m,60
400	24,5	28,57	27,85
600	31,1	30,30	28,64
700	34,2	32,26	29,11

Il semble résulter de ces chiffres que le degré géothermique est d'autant plus grand que l'on s'approfondit davantage, ce qui avait déjà été établi par des expériences antérieures effectuées sur divers points du globe (1).

---

(1) P. Van Dyk, *Revue de Liège*, t. IV, 1878, 2e numéro.

	PROFONDEUR	TEMPÉRATURE	DEGRÉ géothermique	MOYENNE
Sondage de Budersdorf, près Berlin.	de 0m à 124m 124 286	9°,1 à 17°,1 17,1 23,5	15m,5 25,3	19m,87
Sondage artésien de Grenelle, à Paris.	de 0m à 298m 298 547	10°,7 à 22°,2 22,2 27,7	25m,9 45,3	32m,17
Sondage de Neusalzwerk, en Westphalie.	de 0m à 189m 189 418 418 697	10° à 19°,7 19,7 27,5 27,5 33,6	19m,5 29,7 45,7	29m,53
Sondage de Sperenberg, près Berlin.	de 0m à 220m 220 345 345 659 659 1.064	9° à 21°,6 21,6 26,4 26,4 35,8 35,8 46,5	17m,4 26,0 33,4 37,8	28m,37
Sondages de Batavia et de Grissec, à l'île de Java.	de 0m à 70m 70 140 140 165 165 416 416 728	26° à 31°,6 31,6 36,1 36,1 37,5 37,5 48 48 58	12m,5 15,6 18,0 20,0 31,2	22m,75

Tous ces chiffres et ceux que nous avons indiqués précédemment, montrent que l'accroissement de la température n'est pas constant : nous avons vu qu'il était de 1° pour 22 mètres à Java ;

De 1° pour 218 mètres à la mine Calumet (Lac Supérieur) ;

Et de 1° pour 246 mètres à Bendigo (Australie).

Le degré géothermique varie avec le relief de la surface, la latitude, la plus ou moins grande proximité d'une grande masse d'eau, l'inclinaison des bancs, etc.

Il est donc difficile de faire a *priori* des suppositions sur la température probable des travaux d'une mine donnée, à moins que l'on n'ait déjà des indications sur la région que l'on se propose d'explorer.

Quoi qu'il en soit, au point de vue des difficultés d'exploitation aux grandes profondeurs, nous devons retenir que la température augmente généralement d'une façon assez rapide avec la profondeur, et que la limite à laquelle l'homme peut travailler dans des conditions acceptables de rendement ne tarde pas à être atteinte, si par des moyens artificiels on n'arrive pas à la reculer.

A quelle température le travail devient-il impossible ou dangereux pour la santé des ouvriers?

Il a été reconnu que le travail de l'homme est nul ou à peu près dans une atmosphère saturée d'humidité, de température dépassant de peu 30°. Si au contraire l'air est sec, le travail à des températures bien supérieures est encore possible dans de bonnes conditions.

Nous citerons comme exemple les travaux de recherches qui, à Ronchamp (Haute-Saône), ont été effectués il y a plusieurs années à une profondeur d'environ 900 mètres. Il s'agissait d'une reconnaissance au rocher constituée par deux galeries conjuguées reliées de loin en loin (jusqu'à 290 mètres) par des recoupes (voir la Fig. 1).

Chacune de ces galeries avait une section de $2^{m},60$ de largeur à la base, sur $2^{m},20$ de hauteur. La section à l'avancement étant de 5^{m^2} était plus faible immédiatement en arrière de l'avancement à cause du soutènement et se trouvait réduite à $3^{m^2},60$.

L'avancement de chaque galerie était organisé à trois postes, chaque poste ayant cinq ouvriers forant les coups de mine à la massette ; de plus, vingt ouvriers étaient échelonnés sur le parcours pour les divers travaux.

HOUILLÈRES DE RONCHAMP (Haute-Saône)

ravaux de recherche exécutés à 900 mètres de profondeur

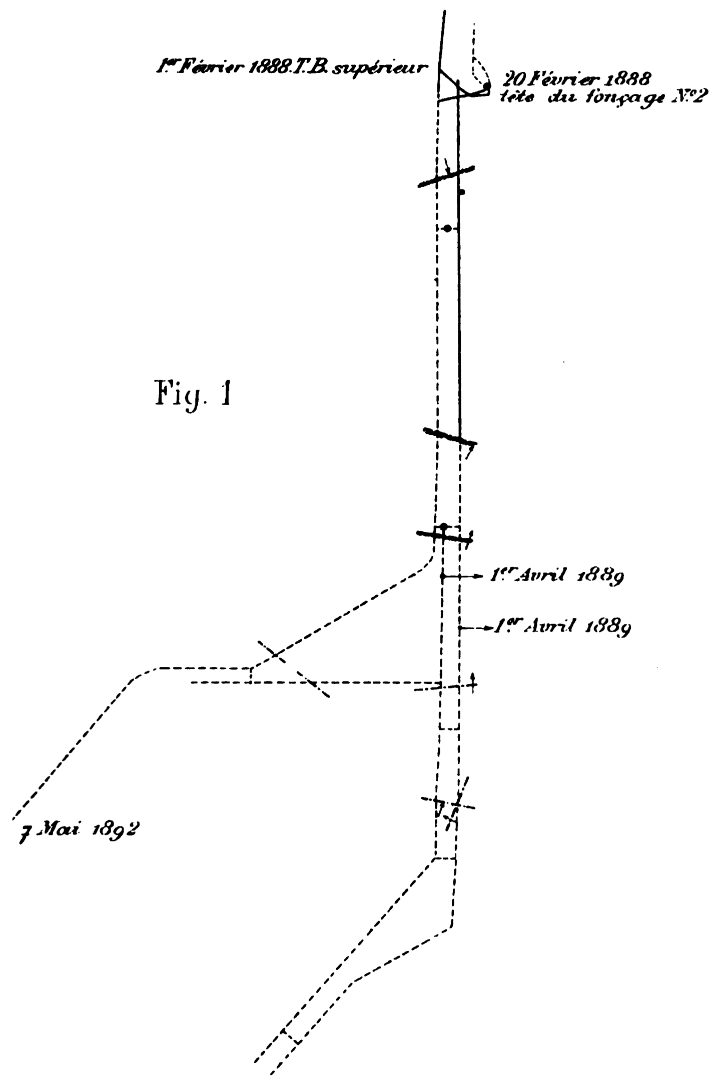


Fig. 1

Du 1er Avril 1889 au 1er Mai 1891. Longueur exécutée pour les deux galeries 1120 m (Arrêt du 1er Octobre 1889 au 1er Août 1890)
Dynamite consommée 5607 K. _ Soit par mètre, 5 K

Pour se rendre à leur chantier, les ouvriers avaient à parcourir 1.800 mètres depuis la recette du puits, avec une différence de niveau de 150 mètres.

L'avancement était de $0^{m},70$ à 1 mètre par poste de 8 heures, selon la dureté des terrains, et la quantité de dynamite n° 1 consommée était de 5 kilos en moyenne par mètre de galerie.

La température de la roche était de 44°3 ; celle du chantier de 36 à 38°, même 39°. On faisait passer dans le chantier un volume d'air de 3 à 4 1/2 mètres cubes par seconde (les circonstances ne permettaient pas d'en envoyer davantage).

Le travail a duré 14 mois avec les mêmes équipes d'ouvriers, et pendant tout ce temps, aucun cas de maladie pouvant être attribué aux conditions spéciales du chantier n'a été constaté. Il est vrai que l'air envoyé était très sec et très pur, et qu'il n'avait pas le temps de se vicier ni de s'humidifier, malgré la combustion des lampes et la transpiration intense des ouvriers. Ceux-ci recevaient comme boisson de l'eau très pure coupée de rhum gentiané, et cette eau se trouvait forcément à une température plutôt élevée après un court séjour dans les galeries.

La quantité d'air envoyée dans le chantier représentait une moyenne de 9.000 litres par homme et *par minute.*

Si nous comparons ce chiffre à celui qui est admis pour l'aérage d'une salle ou d'un chantier, nous trouvons une différence de 1 à 40, et nous nous expliquons les difficultés qu'ont pu éprouver les entrepreneurs de certains grands travaux souterrains où la température était moins élevée, l'atmosphère humide et l'aérage insuffisant.

Pour que l'ouvrier puisse travailler dans de bonnes

conditions à de grandes profondeurs, c'est-à-dire dans un milieu à température élevée, il faut :

1° Envoyer dans le chantier une grande quantité d'air aussi sec que possible, cette deuxième condition étant au moins aussi importante que la première ;

2° Assainir le lieu de travail et tous les points qui se trouvent sur le chemin parcouru par l'air venant au chantier ;

3° Assécher les travaux en canalisant et en isolant le mieux qu'on le peut les venues d'eau et empêchant autant que possible les chutes d'eau en pluie ;

4° Avoir une vitesse de courant d'air suffisante dans les chantiers pour que ceux-ci soient, non seulement instantanément assainis, mais pour que l'air, se renouvelant rapidement, n'ait pas le temps de se saturer d'humidité, soit par le contact des parois, soit par le séjour dans le chantier où se trouvent les ouvriers et leurs lampes ;

5° Enfin, si par suite de l'importance du travail, un grand nombre d'ouvriers doivent vivre côte à côte soit dans le chantier, soit en dehors de celui-ci, assurer une bonne hygiène.

Quant aux procédés qui ont été préconisés à différentes reprises pour rafraîchir ou dessécher l'atmosphère de certains travaux, tels que l'introduction de glace qui condense l'humidité et absorbe de la chaleur, nous les tenons pour peu efficaces dans les tunnels et en tous cas impraticables pour les mines.

En somme, pour combattre la température élevée et rendre le travail possible dans un tel milieu, il semble qu'il n'y ait qu'un moyen pratique, l'envoi au front de taille d'une grande quantité d'air sec. Cette quantité doit être telle que, non seulement elle soit suffisante pour fournir largement l'oxygène à la combustion des

lampes et à la respiration humaine, en délayant convenablement les produits de la combustion et de la respiration, mais encore, elle doit être assez considérable pour fournir dans la ou les galeries à aérer, un courant d'une vitesse aussi grande que possible.

Un balayage énergique des différentes parties du chantier et un séjour aussi peu prolongé que possible de l'air, sont les deux conditions indispensables pour abaisser la température dans les galeries. Si ce résultat est fréquemment atteint dans les mines, et en particulier dans les mines grisouteuses où l'on est habitué à avoir des courants d'air à vitesse rapide et à débit considérable, il ne semble pas qu'il en soit de même dans les grands travaux de surface, dans le percement des grands tunnels en particulier.

Voici en substance ce qu'écrivait le professeur Colladon dans la *Revue de Liège*, à propos du percement du Gothard, t. XXXIX. « Le nombre moyen des ouvriers qui travaillent d'un côté du tunnel en même temps est de 400. En moyenne, il faut 13^{m3} d'air frais par heure pour un ouvrier et sa lampe, soit 5.200^{m3} par heure pour 400 ouvriers et leur éclairage. La dynamite consommée par heure est en moyenne de $16^{k},5$. Pour un bon aérage, il convient de donner 100^{m3} d'air à la suite de chaque explosion, soit en moyenne 1.250^{m3} par heure. Il s'agit donc d'introduire de chaque côté du tunnel et par heure 6.450^{m3} d'air. Les turbines actionnent quatre groupes et envoient dans le souterrain l'équivalent de 8.000^{m3}.

« Ce volume serait plus que suffisant si l'air frais expulsait à mesure l'air partiellement vicié. A mesure que les excavations s'élargissent, il se produit du remous et l'air vicié reste en arrière dans les cavités. Afin de remédier à cette expulsion imparfaite, l'entrepreneur s'est décidé à placer à chaque bout du tunnel un *puissant système* d'aspiration qui se prolonge jus-

qu'aux extrémités de la voûte par un tube continu de $1^m,20$ de diamètre suspendu sous l'intrados (cloches conjuguées suspendues aux extrémités d'un balancier, mouvement alternatif d'ascension et de descente par le jeu de machines à colonne d'eau). Les deux cloches pourront aspirer 500^{m^3} d'air par minute ($8^{m^3},33$ par seconde).

« Avec ce puissant aérage, l'intérieur du souterrain sera certainement mieux aéré que ne le sont la majorité des travaux de mine. »

Ainsi donc, à cette époque, l'on considérait comme un puissant aérage, pour une galerie ayant 40^{m^2} de section, un volume de $8^{m^3},33$ par seconde, circulant dans le souterrain à la vitesse infime de $0^m,20$. Nous sommes loin des 80^{m^3} par seconde que nous jugeons à peine suffisants pour aérer nos galeries de faible section, traversant des roches de température pourtant moins élevée que celle du Saint-Gothard et du Simplon.

Le tunnel du Gothard a une section utile de 41^{m^2} environ; le tube de $1^m,20$ de diamètre placé dans ce tunnel, d'après la disposition adoptée, réduisait la section libre à 40^{m^2}. Si nous supposons ce tube placé jusqu'au milieu du souterrain, soit 7.000 mètres (le souterrain a 14.900 mètres), quelle est la dépression nécessaire pour faire circuler 1^{m^3} d'air par seconde?

Appliquant la formule de d'Aubuisson

$$h = \frac{KplQ^2\delta}{S^3}$$

dans laquelle : h est la dépression nécessaire pour faire passer le volume Q d'air ;
p le périmètre de la galerie (du tube dans le cas particulier) ;
l la longueur du circuit ;
δ le poids spécifique de l'air ;
S la section du tube ;

Prenant pour K le chiffre trouvé expérimentalement à Anzin pour la circulation de l'air dans des tuyaux à surface lisse (*Annales des Mines*, 1892), soit 0.00023, et pour K δ la valeur 0.000276,

on trouve pour $l = 7.000$ mètres.

$$h = 5 \ {}^{m}/{}^{m}.$$

La dépression augmentant avec le carré du volume à extraire, il s'ensuit que, pour faire passer les $8^{m^3},33$ d'air dont il est parlé, il aurait fallu une dépression de $\overline{8,33}^2$ plus grande, c'est-à-dire 347 millimètres d'eau.

Or, nous considérons que ce chiffre de $8^{m^3},33$ est insignifiant et se trouve de beaucoup au-dessous de ce qui aurait été nécessaire pour assurer un travail normal dans le souterrain. Pour un volume double ou triple de celui qui était préconisé, la dépression nécessaire aurait été, pour la circulation dans le tube seulement, de 4 ou 9 fois celle trouvée pour 8^{m^3} et deviendrait totalement irréalisable avec les moyens existants, tout en restant encore insuffisante pour amener une ventilation énergique.

Le procédé du tube à l'extrémité duquel on opère une aspiration est donc impraticable, lorsque ce tube a une longueur considérable et un diamètre faible. On trouve que l'orifice équivalent du tube proposé pour le Gothard aurait été de $0^{m^2},17$. On conçoit donc qu'il soit impossible d'y faire circuler un volume d'air un peu important.

Supposons qu'au lieu de placer ce tube de $1^{m},20$ de diamètre on ait, dans le milieu de la section du souterrain, construit une cloison séparant celui-ci en deux galeries. Chacune d'elles aurait eu une section de 20^{m^2}. Admettons d'autre part que l'une des galeries, celle dans laquelle on aurait centralisé toutes les venues d'eau, soit prise comme retour d'air et aboutisse à un

ventilateur, alors que l'autre, destinée à la circulation du personnel et des chevaux, soit la galerie d'entrée d'air.

Supposons, d'autre part, que l'air circule dans cette galerie avec une vitesse moyenne de 3 mètres par seconde, donnant un débit de 60^{m^3}, soit 3.600^{m^3} par minute ; la dépression nécessaire pour faire passer ce volume d'air, en appliquant la formule que nous avons déjà citée et en prenant pour K δ la valeur de 0,000375, applicable aux galeries muraillées, serait de 353 millimètres ; l'orifice équivalent, donné par la formule

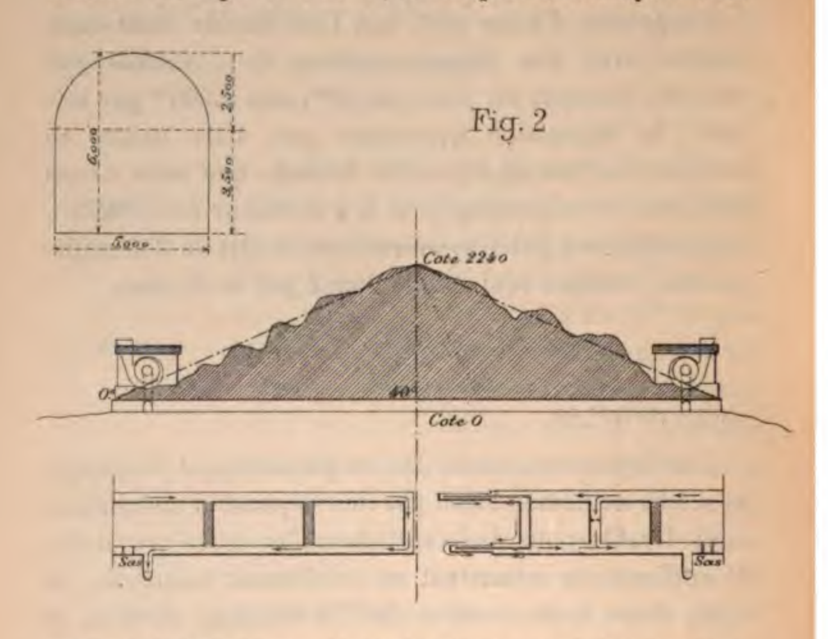
$$\frac{0{,}38\,Q}{\sqrt{h}}$$

serait de $3^{m^2},20$.

Une dépression semblable est parfaitement réalisable et même ne demanderait pas une dépense d'installation considérable pour les ventilateurs et leurs machines. Il suffirait, en admettant un rendement industriel de 0,50, d'une force motrice de 570 chevaux environ, et de deux ventilateurs centrifuges de 4 mètres de diamètre marchant à un nombre de tours acceptable. Dans ces conditions, si la roche a, au maximum, une température de 31°, on peut calculer que la température du chantier, au lieu d'être de 1°5 ou 2° au-dessus de la température de la roche, se trouverait de 5° inférieure et parfaitement supportable pour les ouvriers, d'autant mieux que l'air, au lieu d'être saturé d'humidité, serait relativement sec.

Dans le cas où, au lieu d'un seul tunnel dans lequel on met deux voies, on traverserait une montagne élevée au moyen de deux galeries conjuguées, reliées de distance en distance par des traverses, cette nouvelle disposition se prêterait beaucoup mieux à un aérage parfait.

Supposons deux galeries conjuguées de $27^{m^2},31$ de section et de $19^m,85$ de périmètre de section droite comme l'indique la Fig. 2; la température moyenne du



sol est de 0° comme au Mont-Cenis, les galeries traversent un massif montagneux et cette traversée doit avoir 20 kilomètres de longueur; le travail est commencé des deux bouts et le point culminant est à 10 kilomètres de l'entrée. Nous admettons, d'autre part, qu'au milieu du souterrain, c'est-à-dire au point le plus éloigné que doit atteindre chaque chantier, la température de la roche est de 40° et a progressé régulièrement depuis l'entrée (ce chiffre est de beaucoup supérieur à ceux du Gothard et du Mont-Cenis). Si nous admettons le degré géothermique du Gothard, soit 56 mètres, cette température de 40° correspondra à une hauteur au-dessus du point de départ de 2.240 mètres.

Nous admettrons également que pendant toute la durée du travail la paroi des galeries ne se refroidit

pas, ce qui nous place dans des conditions particulièrement défavorables. Si nous appelons h la dépression nécessaire pour faire passer dans la galerie un volume Q d'air, pour un périmètre p, une section S, et une longueur l, on a

$$h = \frac{K p l Q^2 \delta}{S^3}$$

$$K\delta = 0{,}000336 \quad \text{(d'Aubuisson).}$$

Prenons Q = 1

l dans le cas particulier = 20000

$$h = \frac{0{,}000336 \times 20000 \times 19{,}85}{\overline{27{,}31}^2} = 0^{mm}{,}0065.$$

Si nous admettons qu'une vitesse de courant d'air de 6 mètres par seconde ne doive pas être dépassée dans le souterrain dans la partie finie, elle représenterait un volume d'air de

$$6 \times 27{,}31 = 163^{m^3}86, \text{ mettons } 170^{m^3}.$$

La dépression pour faire passer ce volume par seconde serait donc :

$$0{,}0065 \times \overline{170}^2 = 188^{mm} \text{ environ.}$$

Le travail nécessaire sera, en admettant un rendement industriel des appareils (machines et ventilateurs) de 50 %

$$\frac{188 \times 170}{75} \times 2 = 852 \text{ chevaux.}$$

Voyons maintenant quelle sera la température à l'avancement au moment du percement, en supposant, comme nous l'avons dit, que la paroi de la roche traversée ne se soit pas refroidie au cours du travail. Nous appellerons X cette température.

Admettons, d'autre part, que la température moyenne

de l'air envoyé dans les travaux est de 10° et ne tenons pas compte du refroidissement éprouvé par cet air pour arriver au point du tunnel où les terrains ont cette température.

Si nous supposons que, au bout des 10 kilomètres la température de la roche est de 40° et qu'elle est de 0° au début, nous rencontrerons la température de 10° à une distance de l'entrée égale à :

$$\frac{10000 \times 10}{40} = 2500^{m.}$$

L'air à 10° aura donc à parcourir un espace de 10.000 — 2.500 = 7.500 mètres en s'échauffant pour passer de sa température initiale à la température X.

Dans ce parcours la température moyenne de la roche sera :

$$\frac{10 + 40}{2} = 25^{\circ}.$$

La température moyenne de l'air sera :

$$\frac{10 + X}{2}.$$

L'écart de température sera donc :

$$25 - \frac{10 + X}{2}.$$

D'autre part, la surface de la paroi mise à nu dans le souterrain sera égale au périmètre de la section (19.85) multiplié par la longueur, soit :

$$19,85 \times 7500 = 148875^{m^2}.$$

Nous n'avons pas évidemment à nous préoccuper de la galerie de retour, puisque dans celle-ci, l'air venant de l'avancement ira progressivement en se refroidissant.

La formule de la transmission de la chaleur par un mur léché par un courant d'air est :

$$M = SQ(T - \theta)$$

dans laquelle

M est la chaleur transmise dans une heure en supposant que la paroi ne change pas de température ;
S la surface de cette paroi ;
Q un coefficient qui, pour un mur en maçonnerie de $0^m,60$ d'épaisseur et pour une vitesse d'air de 6 mètres peut être pris égal à 2.15 ;
T la température de la paroi du rocher ;
θ celle de l'air.

Dans le cas particulier

$$S = 148875^{m^2}.$$

$$(T - \theta) = 25 - \frac{10 + X}{2},$$

on a donc

$$(1) \qquad M = 148875 \times 2,15 \left(25 - \frac{10 + X}{2}\right).$$

Cette quantité de chaleur a servi à porter l'air qui a circulé pendant le même temps dans la galerie, de la température de 10° à la température X.

Le courant d'air étant de 170^{m^3} par seconde, si nous admettons $1^k,200$ pour poids du mètre cube, le poids d'air circulant pendant une heure sera :

$$170 \times 3600 \times 1,200 = 734400^k$$

et la quantité de chaleur nécessaire pour porter cet air à la température de X° sera :

$$(2) \qquad 734400 \times 0,2377\,(X - 10).$$

La chaleur absorbée par l'air étant égale à celle

émise par la paroi, on aura donc égalité de (1) avec (2), par conséquent

$$148875 \times 2,15\left(25 - \frac{10 + X}{2}\right) = 734400 \times 0,2377(X - 10)$$

$$320081\left(25 - \frac{10 + X}{2}\right) = 174566(X - 10)$$

$$8002031 - 1600405 - 160040X = 174566X - 1745660$$

$$x = 24^\circ 3.$$

La température du chantier dans sa partie extrême sera donc inférieure à 25°. Par suite de la grande circulation d'air, celui-ci sera loin de son point de saturation; l'ouvrier travaillera donc dans les meilleures conditions, son rendement sera par conséquent plus considérable. La durée du percement sera diminuée et l'on aura vite amorti la dépense supplémentaire de l'installation rationnelle d'une machine et d'un ventilateur.

On objectera que la partie du souterrain aérée comme nous l'indiquons sera celle située en arrière de la galerie transversale, réunissant les deux galeries principales. Pour les parties situées en avancement et qui, dans l'intérêt même du travail devront être aussi courtes que possible, on pourra distraire une assez grande quantité d'air et l'envoyer au front de taille, soit en partageant chacune des galeries de section réduite en deux par une cloison provisoire, soit en employant dans ces parties les tuyaux qui avaient été préconisés pour l'aérage total du Gothard, et qui, étant de faible longueur, cette fois, permettront d'obtenir un débit sérieux en attendant une communication nouvelle.

La dépressi n de 188 millimètres s'obtient facilement, soit en prenant un seul ventilateur marchant à une vitesse suffisante, soit en accouplant deux ventilateurs en tension, chacun produisant la moitié de la dépression.

Le calcul montre que, dans le cas que nous venons d'étudier, l'orifice équivalent de l'ensemble est de $4^{m^2},75$.

L'aérage d'un semblable travail correspond donc à l'aérage d'une mine très large.

Malheureusement il y a peu de mines ayant cet orifice, et la plupart du temps, au contraire, il se trouve bien plus faible.

Or la dépression nécessaire pour faire passer un volume déterminé d'air dans un ensemble de galeries, croît en raison inverse du carré de l'orifice équivalent; c'est-à-dire que, si l'orifice équivalent devient deux fois plus petit, il faudra, pour faire passer le même volume d'air, produire une dépression quatre fois plus grande.

On atteindrait donc très rapidement, pour des volumes importants et des sections faibles, des dépressions qui, pratiquement, ne seraient pas réalisables.

Il en résulte qu'il faut, dans les études préparatoires d'une exploitation à grande profondeur, s'attacher à obtenir des orifices aussi grands que possible, tout en assurant l'aérage convenable de tous les points de la mine.

Comment parvenir à ce résultat ?

Une exploitation minière est, généralement, reliée à la surface par deux puits, l'un servant de puits d'entrée d'air, l'autre destiné à la sortie de cet air, et en relation directe avec les ventilateurs aspirants.

La dépression nécessaire pour faire passer dans la mine le volume d'air que l'on a jugé utile, est égale à la somme des dépressions absorbées :

1° Par le puits d'entrée;
2° Par le puits de sortie ;
3° Par les travaux proprement dits.

On se trouverait dans les meilleures conditions, si

l'on pouvait rendre nulles les deux premières de ces dépressions, puisque, en somme, elles ne sont point utilisées directement par les travaux.

Malheureusement, cela ne se peut pas et l'on doit se borner à les rendre aussi faibles que possible. On y parvient en donnant aux tubes des puits une section très grande. D'autre part, comme la dépression est proportionnelle au périmètre pour une section donnée, il faudra choisir pour le puits une forme donnant le minimum de périmètre. La forme circulaire est donc tout indiquée. Enfin, il faudra rendre aussi unie qu'on le pourra la paroi de la colonne et tâcher d'encombrer les puits le moins possible.

En ce qui concerne les travaux proprement dits, il est assez difficile de donner des indications précises, la manière de disposer les chantiers et les sections des différents passages dépendant de la nature du gîte et de la méthode d'exploitation adoptée ; mais on peut dire toutefois que, plus la mine sera étroite, plus elle devra être divisée en un plus grand nombre de quartiers indépendants au point de vue de l'aérage, et n'ayant de communs que le puits d'entrée et le puits de sortie d'air.

C'est là l'unique moyen d'augmenter dans une certaine mesure l'orifice équivalent.

Supposons, en effet, que la mine soit formée de n quartiers, placés à la suite les uns des autres et ayant chacun un orifice équivalent o. L'orifice total O des travaux sera donné par la formule

$$\frac{1}{O^2} = \frac{1}{o^2} + \frac{1}{o^2} + \frac{1}{o^2} + \ldots\ldots = \frac{n}{o^2},$$

d'où

$$O = \frac{o}{\sqrt{n}}.$$

Si, au contraire, les n quartiers d'orifice identique sont juxtaposés, c'est-à-dire reçoivent directement leur air dans le puits d'entrée et le rejettent directement du puits de sortie, l'orifice équivalent O' sera

$$O' = no.$$

Cette disposition, qui entraînera à des travaux préparatoires plus considérables, se conciliera parfaitement avec les méthodes d'exploitation des mines grisouteuses.

Le problème de l'aération d'une mine très grisouteuse est d'ailleurs identique à celui de l'aérage d'une mine profonde, et, lorsque les deux cas se présentent en même temps, la solution donnée à la première partie du problème, convient aussi à la seconde. La grande quantité d'air employée pour diluer le grisou servira en même temps à assainir et refroidir les chantiers. Dans les deux cas, il faut de grands volumes d'air, et comme conséquence presque forcée, de fortes dépressions.

Une mine devant produire 1.000 tonnes de charbon par journée de 10 heures, et dégageant, comme à Ronchamp, 45^{m^3} de grisou par tonne, exigera comme volume d'air un cube considérable si l'on veut s'astreindre à avoir une teneur de 8 $^{0}/_{00}$ dans le retour d'air. Il faudra en effet envoyer 160^{m^3} par seconde.

Si le puits d'extraction et le puits de retour d'air ont une section circulaire de 4 mètres de diamètre, que le premier ait 1.000 mètres de profondeur et le second 900, l'orifice équivalent de l'ensemble des deux colonnes sera établi de la manière suivante :

Appliquant la formule de d'Aubuisson on a

$$(1) \qquad h = \frac{KplQ^2\delta}{S^3};$$

d'autre part, la formule de l'orifice équivalent en fonction de la dépression et du volume est

$$(2) \qquad O = \frac{0,38Q}{\sqrt{h}}.$$

Portant cette valeur de *h* dans la formule (1) on a

$$\frac{\overline{0,38Q}^2}{O^2} = \frac{KplQ^2\delta}{S^3}$$

ou

$$O = 0,38\sqrt{\frac{S^3}{Kpl\delta}}$$

Si d est le diamètre des puits,

$$S = \frac{\pi d^2}{4}$$

$$p = \pi d,$$

donc

$$O = 0,38\sqrt{\frac{\pi^3 d^6}{64 \, . \, K \, . \, \pi \, . \, d \, . \, l \, . \, \delta}},$$

d'où

$$O = \frac{0,38\pi d^2}{8}\sqrt{\frac{d}{K\delta l}}.$$

$$O = 0,19S\sqrt{\frac{d}{K\delta l}}$$

Dans l'exemple choisi,

$$S = 12^{m^2}566$$

$$K\delta = 0,000336$$

$$O = 0,19 \times 12,566\sqrt{\frac{4,00}{0,000336 \times 1900}} = 5^{m^2},96.$$

Si la mine est partagée en trois quartiers de $1^{m^2},50$ chacun d'orifice, l'orifice équivalent de la totalité des travaux sera $4^{m^2},50$

Et l'orifice général de l'ensemble O sera donné par la formule

$$\frac{1}{O^2} = \frac{1}{\overline{5,96}^2} + \frac{1}{\overline{4,5}^2},$$

d'où

$$O = 3^{m^2}60$$

La dépression nécessaire serait donc

$$h = \left(\frac{0,38\,Q}{O}\right)^2 = 285^{mm}.$$

Le problème dans ces conditions est soluble.

Supposons, au contraire, que tous les travaux dépendent du même courant ; l'air qui aura circulé dans la première partie de la mine et se sera déjà échauffé, circulera dans la deuxième, s'échauffera davantage et aura encore à circuler dans la troisième. Il y a bien des chances, si la profondeur est grande, et malgré les 160 mètres cubes envoyés par seconde, pour que l'atmosphère soit dans les deux derniers quartiers à une température très élevée.

Mais sera-t-il possible même, de faire circuler ces 160 mètres cubes ? Nous ne le croyons pas.

L'orifice équivalent général sera

$$\frac{1}{\overline{O''}^2} = \frac{1}{\overline{5,96}^2} + \frac{1}{\overline{1,50}^2} + \frac{1}{\overline{1,50}^2} + \frac{1}{\overline{1,50}^2}$$

$$\frac{1}{O''^2} = \frac{1}{35,52} + \frac{1}{2,25} + \frac{1}{2,25} + \frac{1}{2,25}$$

$$O'' = 0^{m^2}73.$$

La dépression nécessaire pour faire circuler 160 mètres cubes d'air par seconde serait

$$H = \left(\frac{0,38 \times 160}{0,73}\right)^2 = 6936^{mm} \text{ d'eau.}$$

Cette dépression ne serait pas réalisable avec les appareils de ventilation connus, et d'autre part, la vitesse d'air dans les chantiers ne serait pas supportable.

Si en effet les chantiers ont 5 mètres de largeur sur $1^m,50$ de hauteur, la vitesse serait de

$$\frac{160}{5 \times 1,50} = 21^m \text{ environ.}$$

On aurait donc à compter avec un véritable ouragan, et le travail serait impossible.

Il faut donc s'astreindre, pour une mine profonde, ou pour une mine très grisouteuse, ou pour les deux réunies, à augmenter le plus possible les orifices équivalents par un aménagement convenable des travaux, et à aérer au moyen d'appareils à fort débit et à dépression élevée.

Il n'entre point dans le cadre de ce travail de décrire les différentes espèces de ventilateurs qui permettent d'atteindre ce résultat. La forte dépression peut être obtenue soit avec un appareil unique marchant vite, soit à l'aide de deux ou plusieurs appareils placés en série, et marchant naturellement moins vite.

Le premier dispositif entraîne à des vitesses périphériques quelquefois considérables, et exige des appareils de construction très soignée et de roues parfaitement centrées et équilibrées

L'entretien de ces appareils demande plus de soins et l'usure des organes est plus rapide, mais ils ont l'avantage de procurer une installation plus simple.

Dans la disposition d'appareils en tension (deux appareils en tandem par exemple), la vitesse périphérique se trouve réduite de moitié, de même que la vitesse angulaire. La marche est donc plus sûre ; le rendement général est toutefois moins bon et la dépense d'installation augmentée.

On doit donc éviter ces installations en tandem tant que la vitesse des parties mobiles ne dépasse pas certaines limites.

Quand doit-on abandonner le ventilateur unique pour recourir au ventilateur double ? C'est là une question qu'il est assez difficile de résoudre. Les progrès, chaque jour plus considérables, de la construction, reculent de plus en plus cette limite.

Autrefois, une vitesse tangentielle de 30 mètres était considérée comme un maximum ne pouvant pas être dépassé. On arrive aujourd'hui à des marches courantes de 40 mètres et même 45 mètres par seconde avec des appareils bien construits. Dans ces conditions, des dépressions de 200 et même 240 millimètres peuvent être obtenues avec un seul ventilateur. Ce dernier chiffre doit être considéré quant à présent comme un maximum difficile à dépasser pour une marche pratique. On devra donc, dès que l'on aura à obtenir des dépressions supérieures à ce chiffre, se servir d'appareils doubles, et il sera même préférable de ne pas en arriver là avant d'adopter cette solution.

Une vitesse périphérique donnée peut être obtenue, soit avec un ventilateur de faible diamètre, marchant vite, soit avec un ventilateur de fort diamètre marchant lentement.

Toutes choses égales d'ailleurs, il sera préférable d'avoir au point de vue de la conservation de l'appareil, un ventilateur ne faisant pas un très grand nombre de tours.

Il semble que le chiffre de 300 tours n'ait pas encore été dépassé pour un ventilateur de mine. Il exige des appareils parfaitement établis et un graissage très soigné.

Toutefois, pour chaque genre d'appareil, il y a une dimension de roue qui s'applique de préférence à un orifice déterminé, et qui donne le maximum de rendement tant manométrique que dynamique.

Pour le système Rateau, ce résultat est obtenu lorsque le rayon R de la turbine est égal à

$$\sqrt{\frac{O}{0,76}},$$

O étant l'orifice équivalent de la mine.

Pour le ventilateur Mortier

$$O = 0,40 \ \text{Diamètre} \times \text{Largeur}.$$

Donc, toutes les fois qu'ayant déterminé le diamètre du ventilateur à employer, on arrivera, pour obtenir la dépression nécessaire, à un nombre de tours trop considérable et dépassant 300, par exemple, il y aura avantage, au point de vue de la bonne marche et de la conservation des appareils, à recourir aux ventilateurs en tandem.

Dans les installations datant de 10 ou 12 ans, on n'a guère abordé ces vitesses tangentielles ; on est resté prudemment à des chiffres bien inférieurs qui ont exigé des installations doubles, mais qui ont eu l'avantage de procurer une sûreté de marche qu'il serait difficile de dépasser.

Ventilateurs Ser, en tandem, de Ronchamp.

C'est ainsi que l'installation à Ronchamp de deux ventilateurs Ser de $2^{m},50$ de diamètre, placés en tandem pour produire seulement une dépression de 120^{mm} d'eau, a été justement critiquée plus tard. On aurait pu arriver au même résultat avec moins de frais en plaçant un seul ventilateur au lieu de deux, et en le faisant tourner deux fois plus vite. Mais il faut bien reconnaître que le but que l'on se proposait, d'avoir un appareil de marche sûre, a été atteint, puisque depuis 11 ans que cette installation existe, il n'y a eu ni une heure d'arrêt, ni de réparation du fait des ventilateurs.

Ci-dessous, nous donnons des résultats d'expériences relatives à ces appareils :

Ventilateurs « Ser » en tandem du Puits du Magny (Houillères de Ronchamp).

Pression barométrique : 728^{mm},6. — Diamètre des ventilateurs : 2^{m},50

NUMÉROS des expériences	VITESSE de la machine — Tours	VITESSE des ventilateurs — Tours	VITESSE tangentielle — Ventilateurs	DÉPRESSIONS lues	CUBES mesurés	TEMPÉRATURE	ORIFICES équivalents	Rendement mécanique	DÉPRESSIONS théoriques	Rendement mano-métrique
1	96,5	232	30,35	145^{mm}	49,33	13°	1,56	0,52	220	65 °/₀
2	95,8	230	30,09	153	42,90	14	1,31	0,56	216	71
3	94,6	227	29,70	148	30,22	16	0,94	0,55	210	70
4	93.3	224	29,30	140	21,06	18	0,68	0,46	202	69
5	85,5	205	26,82	117	43,91	14	1,54	0,54	172	68
6	83,3	200	26,16	110	37,25	16	1,35	0,51	163	67
7	83,3	200	26,16	110	25,93	17	0,94	0,51	163	67
8	80,4	193	25,25	105	17,94	19	0,66	0,44	149	70

En marche normale, on doit faire circuler dans la mine un volume de 77 mètres cubes par un orifice de 2 mètres carrés, ce qui exige une dépression de 214 millimètres.

On a choisi un ventilateur type « Rateau » de $3^m,40$ de diamètre, produisant la dépression normale à une vitesse de 238 tours, et la dépression forcée, à une vitesse de 285 tours.

Les vitesses tangentielles :

$$u = \sqrt{\frac{g\,h}{\delta\,M}}$$

u = vitesse tangentielle du ventilateur ;
h = dépression à produire ;
M = rendement manométrique du ventilateur = 0,91 ;
g = 9,8088,

sont respectivement de $42^m,29$ par seconde
et de $50^m,73$ —

La machine motrice employant de la vapeur à 8 kil. aux tiroirs, est une machine Corliss compound horizontale à 2 cylindres à haute et basse pression, placés parallèlement l'un à l'autre aux deux extrémités de l'arbre moteur ; elle est à condensation.

Diamètre du cylindre à haute pression.......	$510^m/^m$
— — basse pression.......	$800^m/^m$
Course commune..........................	$1^m.200$
Nombre de tours.....	de 45 à 75

La commande se fait par un volant de $5^m,50$ de diamètre portant 14 gorges destinées à recevoir des câbles de $0^m,050$ de diamètre.

L'axe de la machine est placé à $8^m,50$ de l'axe du ventilateur, et la poulie de commande de celui-ci a $1^m,44$ de diamètre.

La force de la machine est, à 75 tours, avec un degré d'admission de :

15 °/₀ de la course 310 chevaux indiqués sur piston, soit 275 chevaux effectifs ;

20 °/₀ de la course 400 chevaux indiqués sur piston, soit 350 chevaux effectifs ;

25 °/₀ de la course 470 chevaux indiqués sur piston, soit 420 chevaux effectifs.

La consommation de vapeur est de 7 k. 1/4 par cheval heure, y compris la vapeur absorbée par l'enveloppe des cylindres et du receiver.

La distribution se fait à chaque cylindre par 4 obturateurs circulaires, dont deux situés dans le haut du cylindre pour l'admission, et deux dans le bas pour l'échappement de la vapeur ; elle est à déclanchement au petit cylindre permettant de faire des admissions de 0 à 60 °/₀ de la course.

Ventilateur Guibal du Puits Saint-Louis. Mine de Poirier, Belgique.

La mine de Poirier exploite à 950 mètres de profondeur, par un puits d'extraction de 3 mètres de diamètre et un puits de retour d'air de même diamètre.

La température au niveau de 613 mètres est dans le travers-bancs de 17°, à 10^{m} de la recette ; elle est de 22° 1/2, à 10 mètres de la recette, à 960 mètres de profondeur ; à l'entrée des couches, la température est de 24°. Le retour d'air est à 26°.

Le volume d'air qui circule est de 30^{m3} par seconde. La dépression obtenue est de 140 millimètres d'eau.

Ce résultat est fourni par un ventilateur Guibal de 9 mètres de diamètre et de 2 mètres de largeur, marchant à 110 tours par minute.

La vitesse circonférencielle de ce ventilateur est de 51^{m},80 par seconde.

La machine de commande marche à 50 tours et transmet son mouvement par un câble plat en aloès, maintenu toujours humide. Le palier recevant l'arbre du ventilateur est à courant d'eau et à longue portée. Le puits possède d'ailleurs ventilateur et machine de relai.

La marche, quoique très rapide, est très régulière, et on a peu souvent recours au ventilateur de relai et à sa machine par le fait d'un accroc.

A la même mine, au puits Saint-Charles dont la profondeur est de 960 mètres, il y a également un Guibal de 9 mètres de diamètre et de 2 mètres de largeur, marchant à 68 tours par minute, ce qui représente une vitesse tangentielle de 31^{m},95.

Charbonnages de Sacré Madame (Belgique) Ventilateur Guibal.

Au puits « Mécanique » de 805^{m} de profondeur, de la société de Sacré Madame, il existe aussi un ventilateur Guibal de 9 mètres de diamètre et de 2 mètres de largeur.

Ce ventilateur marche à la vitesse de 75 tours, pour 45 tours de machine, et produit une dépression de 100 à 102 millimètres d'eau.

La vitesse tangentielle est de 35^{m},33.

Le tempérament de la mine

$$\theta = \frac{Q}{\sqrt{h}}$$

Q étant le volume
h la dépression

Le volume extrait est de 25^{m3}. On a donc

$$\theta = \frac{25}{10} = 2,5.$$

Le pouvoir manométrique est de 72 °/₀ environ.

Ventilateur Pelzer Kayserstuhl n° 1 (Société des Charbonnages réunis de Westphalie).

Le puits d'aérage de ce siège est muni d'un ventilateur aspirant type Pelzer, de $3^m,50$ de diamètre, marchant à 280 tours, et fournissant un volume de 1500 mètres cubes par minute, avec une dépression de 150 millimètres. La vitesse tangentielle est de $51^m,26$.

Le pouvoir manométrique de cet appareil est donc très faible.

Ventilateur Pelzer du Puits Greelock de la Concession « Monopol » (Westphalie).

Un ventilateur de 4 mètres de diamètre, marchant à une vitesse de 216 tours par minute, donne un volume d'air de 50^{m3} par seconde, avec une dépression de $90^m/^m$ d'eau.

La vitesse tangentielle de ce ventilateur est de $45^m,23$.

Ventilateur Geisler de la Mine Hibernia (Westphalie).

Ce ventilateur, placé sur un puits de retour d'air de 5 mètres de diamètre, est métallique et à une seule ouïe ; l'air est guidé avant son arrivée sur les ailettes.

Le ventilateur est en porte à faux, la poulie motrice faisant équilibre, ou à peu près, à la turbine.

Le diamètre de celle-ci est de $3^m,50$; l'appareil tourne à 160 tours par minute, donnant une vitesse tangentielle de 29,26 ; il fournit ainsi un débit de 103 à 105 mètres cubes avec une dépression de 90 millimètres.

Le pouvoir manométrique est donc de 92 °/₀. Le moteur est horizontal, à deux cylindres ; il marche à 80 tours par minute et commande le ventilateur par 7 câbles.

Ventilateurs de « Monopol » du puits Grimberg.
Concession de « Monopol » (Westphalie).

Ce puits, installé pour l'extraction à de grandes profondeurs, possède une installation de ventilation remarquable, se composant :

1° d'un ventilateur Rateau de 4^m de diamètre.

2° d'un ventilateur Mortier de $2^m,80$ sur 2^m de large.

Ces ventilateurs fonctionnent alternativement.

VENTILATEUR RATEAU. — Le ventilateur Rateau peut marcher à environ 230 tours par minute, et fournir une dépression de 234 millimètres.

Voici ci-dessous, un résumé d'expériences faites à deux vitesses :

	EXPÉRIENCE N° 1	EXPÉRIENCE N° 2
Tours par minute. { Machine.....	56,7	69,6
Tours par minute. { Ventilateur..	186,9	229,0
Vitesse tangentielle..............	39,12	44,627
Dépression théorique..	184,6	240,0
Dépression réelle....	165,5	234,3
Rendement manométrique.......	89,65 °/。	97 °/。
Section de la galerie.............	$8^{m2},9$	$8^{m2},9$
Vitesse de l'air par minute.......	752,4	884,6
Cube d'air par minute............	6.696	7.873
Poids du mètre cube d'air........	1,184	1,117
Chevaux absorbés................	302,2	510,3
Rendement mécanique...........	81,46	80,3
Orifice équivalent	3,29	3,26

Cet orifice est calculé d'après la formule de

$$O = \frac{0,38Q}{60\sqrt{h}},$$

Q étant le volume d'air par minute

h la dépression en millimètres d'eau.

Le ventilateur Mortier de $2^m,80$ a donné les résultats suivants :

		EXPÉRIENCE N° 1	EXPÉRIENCE N° 2
Tours par minute.	Machine......	61,95	75,2
	Ventilateur...	260,8	312,3
Vitesse tangentielle..............		38,2	45,758
Dépression théorique............		177^{mm}	256^{mm}
Dépression réelle................		116,3	172,6
Rendement manométrique.......		65,7	67,5
Section de la galerie............		8,9	8,9
Vitesse de l'air par minute.......		643,1	754,6
Cube d'air mesuré...............		5.723,6	6.716
Poids du mètre cube d'air........		1,19	1,18
Chevaux absorbés		272,4	451,4
Rendement mécanique...........		54,3	58,93 °/.
Orifice équivalent		$3^{m2},36$	$3^{m2},24$

Expériences comparatives entre des ventilateurs Ser, Guibal et Rateau, effectuées par une Commission Belge (1).

VENTILATEURS	DIAMÈTRE	ORIFICE équivalent	DÉPRESSION	RAPPORT manométrique	
Guibal	12^m	$1^{m2},07$	$91^{mm},1$	0.607	Rendement mécanique, 60 °/.
	9	1,21	100	0.667	
	5,80	1,96	104	0.694	
Ser	$1^m,60$	$1^{m2},08$	$96^{mm},4$	0.643	Rendement mécanique, 54,6 °/. (Les conditions des expériences sont défavorables)
	2,50	1,99	110,1	0.734	
Rateau	2^m	$1^{m2},50$	101^{mm}	0.673	Rendement mécanique, 82,8 °/.
	2	1,03	131,2	0.875	
	2,80	1,67	136	0.907	
La dépression est ramenée à une vitesse périphérique de 35^m.					

(1) *Revue Universelle des Mines*, t. XX, novembre 1892.

par les coups de mine; l'air descendant par l'un des puits, va à l'avancement, remonte dans le tuyau, et redescend à l'avancement du puits le plus profond pour remonter ensuite au jour. Un ventilateur à moteur électrique pourrait être placé entre A et B, et est prêt en tout temps à être descendu, mais jusqu'à présent, cela a été jugé inutile; l'aérage naturel a suffi, même dans les circonstances exceptionnelles que nous relatons ici (avec une colonne de tubes de 515 mètres de longueur).

Le puits d'entrée d'air a, au moment des expériences que nous allons indiquer, 545 mètres de profondeur; la colonne de tuyau qui le sépare de la galerie de communication débouche à 10 mètres du fond, et a une longueur de 137 mètres, jusqu'au barrage A.

Le 2e puits a une profondeur de 790 mètres; le tuyau qui l'aère arrive à 15 mètres du fond et a une longueur de 378 mètres depuis le barrage B.

L'air qui a aéré le puits d'entrée sert donc à aérer aussi le puits de sortie. Il y a dans chaque puits 3 postes d'ouvriers de 10 hommes chacun. Il y a donc par poste 20 hommes d'une façon continue.

L'explosif employé est la dynamite n° 1. On en consomme :

Au puits n° 1, 10 kilos par mètre courant

Et au puits n° 2, 8 kilos environ.

L'avancement journalier est de $0^{m},95$ au puits n° 1 et de $1^{m},20$ au puits n° 2.

Les expériences d'aérage ont donné les résultats suivants :

1° L'air qui descend par le puits n° 1 représente un volume de $3^{ms},39$.

2° L'air arrivant à l'extrémité des tubes du puits n° 1, et aérant directement le chantier représente un volume

de 0^{m3},460 sortant du tube avec une vitesse de 1^{m},75 (le reste s'échappe sur le parcours).

3° La quantité d'air arrivant dans le puits n° 2 est en B de 3^{m3},39, avec une température de 15°,7. Une partie de cet air s'échappe par les joints du tube en descendant, et revient au jour; l'autre descend jusqu'au bas et sert à l'aérage du chantier. Ce volume est de 640 litres par seconde; il s'échappe du tube avec une vitesse de 2^{m},45 à une température de 23°.

La température de la roche à cette profondeur est de 38° environ. L'air expulsé au jour par le puits n° 2 est à une température de 16°,8; il s'est donc refroidi en remontant, ce qui est d'autant plus naturel qu'il a à traverser le cuvelage en fonte barrant le niveau, dont l'eau est à environ 11°,5.

Au moment des expériences la galerie inférieure était sur le point de percer du puits n° 2 dans le puits n° 1. Après ce percement, on a supprimé une longueur de tubes de 300 mètres environ, et l'aérage s'est sensiblement amélioré.

Il est à remarquer que la quantité d'air qui arrive au fond de chaque puits est faible relativement à celle qui entre. Cela vient de ce que les colonnes de tubes à emboîtement ont des joints mal faits. On pourrait y remédier, si c'était nécessaire, mais on n'a pas jugé que cela fût utile, les ouvriers travaillant dans d'excellentes conditions.

Procédés d'extraction à grandes profondeurs.

Le creusement et l'aménagement d'un puits profond sont toujours des travaux très longs et fort coûteux. Il est donc nécessaire de réserver à une semblable en-

treprise un champ d'exploitation aussi vaste que possible pour n'avoir pas à renouveler trop fréquemment ce genre de dépenses.

Il faut néanmoins que la partie plus grande de la mine ainsi desservie par cette installation unique soit aussi productive que si, étant moins profonde, on avait pu multiplier le nombre des sièges d'extraction.

On est donc amené à extraire d'autant plus par un puits que ce puits est plus profond, et ce qui augmente la difficulté dans le cas particulier, c'est que la capacité de production diminue quand la profondeur augmente.

Deux moyens peuvent être employés pour augmenter la puissance de production :

1° l'augmentation de la vitesse d'extraction ;

2° l'augmentation de la charge soulevée.

L'augmentation de vitesse peut être réalisée, soit en faisant marcher la machine plus vite, soit en diminuant la durée des manœuvres au jour et au fond. La vitesse d'une machine d'extraction ne peut pas être augmentée au-delà de certaines limites, et les chiffres que l'on atteint aujourd'hui ne sont guère susceptibles de majoration.

Il y a inconvénient à marcher trop vite ; les pièces de machine, les cages, le guidage du puits s'usent plus rapidement ; les chances d'accidents sont plus considérables, d'abord du fait de la vitesse même, ensuite à cause de la tension d'esprit plus grande des machinistes et receveurs. Il faut donc surtout essayer d'extraire vite en réduisant au minimum la durée des manœuvres.

Généralement, dans un puits d'extraction, la cage arrivant au jour dépasse légèrement la recette pour permettre de faire jouer les taquets. Le machiniste fait machine en arrière pour asseoir la cage ; les receveurs

enlèvent les chariots pleins et les remplacent par des chariots vides, alors qu'au fond se pratique l'opération inverse. Puis, si la cage a plusieurs étages, il est nécessaire de faire une ou plusieurs manœuvres de machine pour changer d'étage, et recommencer l'opération ci-dessus. Enfin, le machiniste relève une dernière fois la cage pour permettre l'effacement des taquets, et la cordée suivante commence.

Toutes ces manœuvres prennent un temps assez considérable, qui est une fraction importante de la durée totale de la cordée.

Gagner du temps en simplifiant les manœuvres aura pour effet, d'abord d'augmenter la puissance de production, ensuite de réduire au minimum les chances d'accidents. Il est à remarquer, en effet, que c'est souvent pendant les manœuvres répétées du changement de marche, pour recevoir à tel ou tel plancher de la cage, que se produisent les mises aux molettes. D'un autre côté, la suppression des manœuvres ou leur réduction au strict minimum sera très favorable à la conservation des câbles, puisque ceux-ci auront beaucoup moins à subir de mises en charge brusques. La machine d'extraction ne devrait avoir d'autre fonction que de ramener au jour la cage partie du fond, puis de redescendre cette cage pour remonter la suivante, et ainsi de suite. Le service des machinistes serait ainsi bien simplifié. Obtenir une marche continue de la machine, sans arrêt entre deux cordées successives serait donc le but idéal. On s'en rapproche en réduisant au minimum les manœuvres au jour et au fond, soit en multipliant les recettes d'encagement et de décagement, ce qui est onéreux et exige un personnel considérable, soit en se servant d'appareils spéciaux qui prennent d'un coup toutes les bennes à la sortie de la cage et les distribuent successivement à la recette unique pendant que s'opère la cordée suivante.

On arrive donc ainsi à l'encagement et décagement automatiques qui ont l'avantage d'être très rapides et d'exiger très peu d'ouvriers pour leur service.

Nous reviendrons plus loin sur l'étude de l'organisation des recettes en vue d'une extraction rapide et économique.

Le deuxième moyen que l'on possède pour augmenter la puissance de production d'un puits, c'est d'augmenter la charge soulevée. On y parvient, soit en multipliant le nombre d'étages des cages, soit en augmentant le nombre des chariots dans chaque étage.

Lorsque les puits profonds sont d'anciens puits approfondis peu à peu, selon les nécessités de l'exploitation, ils sont généralement de section assez réduite, et l'on est obligé bien souvent d'employer des cages étroites contenant au plus deux chariots, et quelquefois un seul, par étage ; il faut donc, pour extraire beaucoup à la fois, multiplier le nombre des étages. C'est ainsi qu'à la mine de Poirier, en Belgique, le puits Saint-André qui extrait 100.000 tonnes par an, de la profondeur de 950 mètres, a des cages à six étages, ne recevant chacun qu'une berline. Comme au jour et au fond il n'y a que deux recettes, il y a trois manœuvres à faire pour l'encagement et le décagement. Ces trois manœuvres sont répétées pour le fond.

Lorsque au contraire le puits est de construction moderne, et étudié du premier coup en vue d'une extraction à grande profondeur, son diamètre est calculé pour permettre l'emploi de cages larges, pouvant recevoir quatre chariots par étage, par exemple. On obtient ainsi, avec un nombre d'étages restreint, une production considérable par cordée, tout en réduisant au minimum les manœuvres et les frais. Dans certains cas, et c'est surtout en Westphalie que l'on voit cette disposition, le même puits reçoit deux installations d'extrac-

tion distinctes, ce qui permet de doubler la puissance de production et d'arriver aux extractions journalières formidables que l'on constate dans certaines mines de cette région. Les dépenses de premier établissement sont augmentées dans une forte proportion, il est vrai, mais ne sont pas doublées, alors que la production est double ; le prix de revient d'extraction se trouve par conséquent diminué. De plus, en cas d'avarie à l'un des appareils d'extraction, on a l'autre disponible dans la plupart des cas, et le service de la mine ne se trouve pas complètement arrêté.

Enfin, une mine profonde a toujours deux issues, l'une servant d'entrée d'air, l'autre de sortie d'air. L'appareil d'extraction se place généralement sur le puits d'entrée d'air qui débouche directement à l'air libre ; mais en prenant certaines dispositions spéciales, on peut aussi aménager le puits de retour d'air en puits d'extraction et doubler encore la puissance du siège.

Plusieurs mines sont ainsi installées.

Il résulte de ce qui précède, qu'au point de vue de l'extraction il est avantageux d'avoir des puits à grande section, ce qui se concilie parfaitement avec les exigences d'un bon aérage.

Les procédés d'extraction peuvent être classés en deux catégories principales :

Extraction par câbles en textile ;
Extraction par câbles métalliques.

Une troisième catégorie pourrait être ajoutée, c'est celle de l'extraction sans câble, qui n'a reçu encore qu'une application.

L'extraction par câbles en textile se fait toujours par des *câbles plats* pour les mines profondes.

L'emploi des câbles métalliques comporte soit le *câble plat*, soit le *câble rond*.

Extraction par câbles plats en textile.

La charge de rupture des câbles en chanvre de Manille étant de 900 kg. par centimètre carré (1), la profondeur à laquelle un câble de section uniforme se romprait sous son propre poids sera donnée par l'équation :

$$s \times d \times x = 9000000 \times s$$

d étant le poids spécifique du câble, soit 940 kg.,
s sa section,

$$x = \frac{9000000}{940} = 9574^{m}.$$

Et si l'on suppose qu'un câble en aloès ne doive travailler qu'au 1/10 de sa charge de rupture, la profondeur à laquelle le câble se trouvera dans ces conditions, sous l'action seule de son poids, sera de 957 mètres.

Il ne saurait donc être question d'employer dans aucun cas le câble en textile à section uniforme pour les grandes profondeurs. On arriverait d'ailleurs à des poids énormes, et cela sans aucun avantage.

On devra, par suite, employer les câbles diminués.

La diminution de section d'un câble peut être obtenue théoriquement de deux manières :

1° Soit en laissant l'épaisseur uniforme ;

2° Soit en diminuant à la fois l'épaisseur et la largeur.

Supposons un puits de 1.000 mètres entre recettes, un chevalement de 30 mètres de haut et une distance de 50 mètres jusqu'à l'axe des bobines, et une charge à extraire de 6.500 kg., dont 3.500 de poids utile.

Admettons que le câble travaille à 75 kg. par centi-

(1) Charles Vertongen, « Recherches statistiques sur les ruptures et le travail des câbles, 1890 ».

mètre carré à l'enlevage et 100 kg. à la patte, son poids est donné par la formule (1) :

$$P = Q \left\{ \left(1 + \frac{b}{t}\right)^{\frac{l\delta}{b}} - 1 \right\}$$

Q est la charge totale = 6.500 ;

t, la tension à l'enlevage = 750.000 kg. par mètre carré (1) ;

$t + b$, la tension à la patte = 1.000.000 kg. par mètre carré (1) ;

δ, le poids de 1^{m^3} de câble = 940 kg.

l, la profondeur du puits en mètres + hauteur du chevalement = 1.030 mètres.

$$P = 13286 \text{ kg.}$$

A ce poids, qui est la partie utilisée, il y a lieu d'ajouter celui des 50 mètres allant aux bobines, augmenté d'une longueur de 25 mètres représentant, avec l'allongement progressif du câble à l'usage :

1° La longueur nécessaire pour permettre la réfection de la patte périodiquement ;

2° Ce qui doit rester sur l'estomac de la bobine.

La longueur totale du câble sera donc de :

$$1030 + 50 + 25 = 1105^{m}.$$

La section S au gros bout sera donnée par l'équation :

$$S \times 750000 = 6500 + 13286$$

$$S = \frac{6500 + 13286}{750000} = 0^{m^2},0263.$$

---

(1) Vertongen, « Bulletin de la Société de l'Industrie Minérale », 2e série, t. XIII.

Le poids du mètre courant de câble sera à l'enlevage de :

$$S\delta = \frac{6500 + 13286}{750000} 940 = 24^k,8.$$

Au petit bout le câble pèsera :

$$\frac{6500}{1000000} \times 940 = 6^k,110 \text{ par mètre.}$$

La partie du câble restant enroulée sur la bobine et celle allant de celle-ci à la molette seront du poids métrique le plus élevé, et de section uniforme, soit :

$$75 \times 24,800 = 1860 \text{ kilogr.}$$

Le poids total du câble atteindra par suite le chiffre de :

$$13286 + 1860 = 15146 \text{ kilogr.}$$

Déterminons maintenant le rayon minimum de la bobine permettant d'obtenir un moment à l'arrivée égal au moment au départ.

Nous supposerons :

1° Que le câble (*câble plat diminué, d'épaisseur constante*) a une épaisseur uniforme (un pareil câble ne serait pas facilement réalisable dans la pratique par les procédés habituels).

Soit $e = 0,050$;

Appelons r le rayon minimum d'enroulement (la partie de réserve du câble étant enroulée, la cage est à la recette inférieure du puits), le rayon maximum d'enroulement R sera donné par l'équation :

$$\pi R^2 - \pi r^2 = 1000 \times e$$

$$R^2 = r^2 + \frac{1000 \times e}{\pi}$$

d'où,

$$R^2 = r^2 + 15,91$$

Pour que le moment soit le même à l'arrivée et au départ il faut, dans les conditions que nous nous sommes fixées, que :

$$(6500 + 13286)r - (3000 + 200 \text{ environ})R$$
$$= (6500 + 200)R - (3000 + 13286)r$$

Or, $R = \sqrt{r^2 + 15,91}$

on en tire $r^2 = 1,29$

$r = 1^m,14$

par conséquent $R = 4^m,15.$

Comme il doit y avoir 25 mètres de câble sur l'estomac de la bobine lorsque la cage repose sur les taquets du fond, si x est le rayon de cet estomac on aura :

$$\pi r^2 - \pi x^2 = 25 \times 0,05$$

d'où $$x^2 = \frac{\pi r^2 - 25 \times 0,05}{\pi}$$

et $x = 0,95$

Donc, en supposant le câble d'une épaisseur uniforme de 0,05 :

Le rayon minimum d'enroulement sera de $1^m,14$
Le rayon maximum — de $4^m,15$
Et celui de l'estomac de la bobine sera de $0^m,95$

2° Supposons maintenant que le câble soit construit comme on le fait habituellement, avec une section décroissante à la fois par la largeur et l'épaisseur.

Le câble étant à 10 aussières, ses dimensions pourront être :

Au gros bout (section $0^{m2},0263$), largeur 453, épaisseur 58^{mm};

Au petit bout (section $0^{m2},0065$), largeur 216, épaisseur 30^{mm}.

Déterminons quels sont les rayons d'enroulement donnant un moment au démarrage égal à celui de l'arrivée. La section longitudinale totale suivant l'épaisseur du câble est donnée par la formule (1) :

$$S = 2\sqrt{Qa(t+b)}\,\frac{L_1}{L_1\delta - b}\left\{\left(\frac{1}{1+\frac{b}{t}}\right)^{\frac{1}{2}}\left(1+\frac{b}{t}\right)^{\frac{L_1\delta}{2b}} - 1\right\}$$

$$+ L_2\sqrt{\frac{Qa}{t}}\left(1+\frac{b}{t}\right)^{\frac{L_1\delta}{2b}}$$

dans laquelle, en plus de la notation admise au début :

a, est le rapport moyen entre la largeur et l'épaisseur $= \frac{1}{7,5}$;

L_1 la longueur de la partie décroissante $= 1030^m$;

L_2 la longueur de la partie à section constante (non compris ce qui est enroulé sur l'estomac au démarrage, $L_2 = 50$;

On trouve ainsi :

$$S = 46^{m^2},13$$

L'épaisseur moyenne est donc de :

$$\frac{46,13}{1080} = 0,0427.$$

Pour l'équilibre des moments, si r est le rayon minimum d'enroulement, le rayon maximum R sera donné assez exactement par la relation :

$$\pi R^2 - \pi r^2 = 1000 \times 0,0427$$

ou

$$R^2 = \frac{1000 \times 0,0427}{\pi} + r^2$$

(1) Ch. Vertongen, « Bulletin de la Société de l'Industrie minérale », 2e série, t. XIII, 2e livraison.

On aura d'autre part :

$$(2) \qquad (6500 + 13286)r - (3000 + 200)R = (6500 + 200)R - (3000 + 13286)r$$

On tire de ces deux équations :

$$r = 1,048$$
$$R = 3,8189.$$

Comme il y a une longueur de 25 mètres sur l'estomac de la bobine, le rayon de celui-ci sera facilement déterminable. On le trouve égal à $0^m,871$.

En résumé, le poids total du câble en aloès sera pour 1105 mètres de 15146 kg.

Ses dimensions au gros bout, $0^m,453 \times 0,058$
— au petit bout, $0^m,216 \times 0,030$
Le rayon minimum d'enroulement sera de $1^m,048$
Le rayon maximum — $3^m,8189$
Le rayon moyen — $2^m,433$
L'équilibre des moments sera parfaitement réalisé.

En effet,

Le moment à l'enlevage est de + 8517
— à l'arrivée est de + 8519
— moyen est de + 8515

Nous avons supposé dans le calcul du câble ci-dessus que la matière travaillait à 750000 kg. à l'enlevage, soit au 1/12, et à 1000000 kg. à la patte, soit au 1/9.

Ce sont les chiffres qui avaient été indiqués par M. Ch. Vertongen en 1884 et en 1890. Depuis, il semble qu'on ait adopté d'autres coefficients pour les grandes profondeurs.

Ex. — 1° A la Société de Marcinelle et Couillet, une machine d'extraction installée pour extraire de 1000^m une charge brute de 8500 kg. a des câbles plats en

aloès, dont le taux d'emploi varie de 125 à 90 kg. par centimètre carré, représentant un coefficient de $\frac{1}{7,2}$ à la patte et 1/10 à l'enlevage.

2° Une machine d'extraction de la Société de la Meuse est calculée pour élever six wagonnets pesant chacun 325 kg. et chargés de 560 kg. de charbon, de la profondeur de 1000 mètres. Les câbles plats en aloès de cette machine ont un poids moyen de 11 kg. le mètre, pour soulever une charge brute de 7910 kg.

Le câble de l'exemple précédent était chargé de 8500 kg. et pesait 12 kg. 300 le mètre.

L'effort d'emploi est donc à peu près le même. Si l'on considère d'autre part que les essais faits sur les aussières des câbles en aloès, réputés les meilleurs, indiquent le chiffre de 900 kg. comme charge de rupture par centimètre carré, que la couture a pour effet de diminuer un peu cette charge limite, et que, de ce fait certains fabricants ne comptent que sur le chiffre de 800 kg. pour charge de rupture du câble fini, on arrive à conclure que, si les chiffres de 1/12 et de 1/9 (sur 900 kg.), que nous avons admis avec M. Ch. Vertongen, sont d'une prudence peut-être exagérée, celui de $\frac{1}{7,2}$, par contre, pèche par l'excès contraire.

En dehors des deux puits que nous avons cités plus haut, ayant des câbles calculés pour une extraction à 1.000 mètres de profondeur, qui toutefois n'a pas encore été atteinte, nous signalerons l'installation du puits Sainte-Henriette de la Société de Produits, à Flénu :

Le nombre des chariots soulevés est de 6.

Poids de la cage et des chariots vides.	3.000 k
Charge utile.....................	3.000

Les câbles en aloès sont à dix aussières.

Longueur totale....................	1.350^{m}
Section à l'enlevage..........	$420^{m}/^{m} \times 48^{m}/^{m}$ ½
Section à la patte............	$225^{m}/^{m} \times 27^{m}/^{m}$ ½
Poids moyen par mètre courant	11^{k}
Poids total........................	14.850^{k}
Le rayon d'enroulement initial est de..	$1^{m},62$
Le rayon d'enroulement final est de..	$4^{m},22$
A l'enlevage, le moment est de......	+ 17.116
A l'arrivée le moment est de........	+ 405

On remarquera que l'équilibre des moments n'est pas obtenu et que le travail demandé à la machine varie dans d'assez larges limites, depuis l'enlevage jusqu'à l'arrivée, sans que pourtant les moments deviennent négatifs.

On proportionne le travail de la machine au travail à effectuer, au moyen de la détente.

La machine d'extraction du puits Sainte-Henriette est en effet à détente variable par le régulateur ; elle est horizontale, à deux cylindres conjugués.

Diamètre des pistons........	$1^{m},10$
Course....................	$2^{m},10$

Pression de la vapeur aux chaudières, 4 atmosphères.

Nombre de tours par ascension, 65,4.

Ce que nous venons de dire montre bien que le problème de l'extraction à grandes profondeurs, au moins pour des profondeurs de 1.200 mètres est résolu, même assez simplement, par l'emploi des câbles plats en aloès.

Est-ce la solution la plus avantageuse ? C'est ce que l'étude qui va suivre, des autres procédés, permettra de déterminer.

On peut toutefois, dès à présent, dire que pour des

profondeurs considérables, sous peine d'avoir des rayons minimum d'enroulement impraticables, il faudra se contenter d'un équilibre approché des moments, ce qui, du reste, ne présente pas grand inconvénient, la machine, avec sa détente variable, étant là pour faire le reste.

Ce qui est plus grave, c'est l'inconvénient qui peut résulter de la superposition des spires dans les bobines ; spires dont l'ensemble forme une section trapézoïdale ayant par exemple 0,45 à la base contre 0,21 au sommet et 3 mètres de hauteur. Cette pyramide n'est soutenue ni guidée latéralement par rien, puisque l'intervalle entre les bras de bobine est forcément égal au minimum à la plus grande largeur du câble. Les spires inférieures sont seules guidées. Il est possible, il est vrai, de combiner des systèmes permettant le guidage et le maintien du câble sur toute sa longueur, mais ce sera au détriment de la simplicité, qui est un des principaux avantages de la machine à câble plat en aloès, et probablement aussi au détriment de la durée du câble.

Extraction par câbles métalliques.

L'extraction à grandes profondeurs par câbles métalliques peut se faire en employant soit des câbles plats, soit des câbles ronds.

Par câble métallique, nous entendons parler de l'acier seulement, et même de l'acier à grande résistance qui est maintenant universellement employé pour les câbles métalliques très longs.

Câbles plats. — Le câble plat en acier est employé fréquemment dans certaines régions pour des profondeurs moyennes. Il est peu usité dans les puits très profonds. Nous citerons toutefois l'installation du

puits Saint-André, des charbonnages de Poirier (Belgique), qui emploie des câbles plats de section uniforme de $0^m,165$ de largeur, pesant $9^k,75$ au mètre courant.

On avait tout d'abord, dans ce puits, employé des câbles diminués, qui étaient naturellement moins lourds, mais l'inconvénient que nous avons signalé plus haut pour les câbles plats en aloès, s'est présenté ici avec une intensité d'autant plus grande, que le câble métallique doit être parfaitement graissé et que les spires glissent facilement les unes sur les autres. Plusieurs fois, à la suite de flottements du câble, occasionnés par les variations de vitesse (la vitesse maxima atteint 19 mètres par seconde), l'enroulement s'est mal fait, et les spires glissant les unes sur les autres, sont tombées entre les bras de la bobine. Pour cette raison, on est revenu au câble plat à section constante.

Reprenons l'exemple d'extraction qui nous a servi pour calculer le câble en aloès.

Profondeur entre recettes......	1.000^m
De la recette aux poulies.......	30
Partie travaillante.............	1.030
Distance de la molette à la bobine	50
Coupage de la patte tous les mois	25
Réserve sur les bobines........	25
Longueur totale...............	1.130
Charge brute..................	6.500^k
Charge utile..................	3.500

Supposons que les fils d'acier employés aient une résistance de 180 kg. au millimètre carré, ce qui donne $\frac{180 \times 7}{8} = 157^k,5$ après câblage, et qu'en raison des mauvaises conditions de travail d'un câble

plat métallique, nous admettions le coefficient de sécurité $\frac{1}{10}$. D'autre part, formons notre câble de fils de 20 dixièmes de millimètre de diamètre.

La section S, si on suppose que le poids d'un mètre de câble plat goudronné est égal au poids de un mètre de la section droite métallique multiplié par 1,37 sera :

$$S = \frac{6500}{\frac{157,5}{10} - 0,0078 \times 1,37 + 1030} = 1368^{mm^2}.$$

Un fil de 20/10 de millimètre ayant une section de $3^{mm^2},142$, le nombre de fils nécessaires sera de

$$\frac{1368}{3,142} = 435 \text{ fils.}$$

Si nous composons le câble de 10 aussières, chaque aussière pourra être formée de 5 torons de 9 fils.

L'épaisseur du câble sera celle d'une aussière.

Le diamètre du toron de 9 fils est

$$2 \times 3,96 = 7^{mm},92 \text{ (1)}$$

ce qui donne pour le diamètre de l'aussière

$$2,70 \times 7,92 \text{ (2)} = 21^{mm},38.$$

Le poids du mètre de câble sera de

$$450 \times 3,142 \times 0,0078 \times 1,37 = 15^{k},108.$$

Les 1.030 mètres de câble utilisés pèseront $15.561^{k},24$.

Le poids total du câble de 1.130 mètres sera de $17.072^{k},04$.

---

(1) Tableaux et renseignements sur les câbles et fils métalliques de la Compagnie de Châtillon-Commentry (1887).

(2) Aguillon, *Annales des Mines*, 1881, t. XX.

Calculons maintenant les rayons d'enroulement possibles.

Pour un câble en acier, il est utile que le rayon minimum d'enroulement ne dépasse pas une certaine valeur, sous peine de voir le câble se fatiguer rapidement. Ce rayon minimum ne doit pas être inférieur pour l'acier à 2.000 fois le rayon du fil.

Dans le cas particulier, r sera donc de 2 mètres. Le grand rayon sera déterminé par l'équation :

$$\pi R^2 - \pi r^2 = 0,0212 \times 1000$$
$$R = 3,278.$$

Si au lieu de faire travailler le métal au $\frac{1}{10}$ on le fait travailler au $\frac{1}{9}$, la section métallique nécessaire sera de

$$S_1 = \frac{6500}{\frac{157,5}{9} - 0,0078 \times 1,37 \times 1030} = 1000^{mm^2}$$

Le nombre de fils minimum de $\frac{1000}{3,142} = 318.$

On pourra composer le câble de 10 aussières, chacune de 4 torons de 8 fils, soit au total 320 fils.

Le diamètre du toron sera de $2 \times 3,60 = 7^{mm},20.$

Celui de l'aussière de $7,20 \times 2,42 = 17^{mm},4.$

L'épaisseur du câble sera donc $17^{mm},4$ et sa largeur de 174^{mm}.

Le poids métrique sera de

$$320 \times 3,142 \times 0,0078 \times 1,37 = 10^k,758$$

Les 1030 mètres de câble qui constituent la partie utilisée pèseront :

$$1030 \times 10,758 = 11080^k$$

et le câble entier, soit 1130 mètres

$$1130 \times 10,758 = 12156^k,54$$

Le rayon minimum d'enroulement étant de 2 mètres, le rayon maximum sera :

$$R = \sqrt{\frac{0,0174 \times 1000 + 3,1416 \times 4}{3,1416}}$$

$$R = 3,086.$$

Dans ce cas, le moment au démarrage serait :

$$(6500 + 11080)2 - (3000 + 30 \times 10,758)\ 3,086 = + 24907$$

le moment à l'arrivée :

$$(6500 + 30 \times 10758)3,086 - (3000 + 11080)2 = - 7108.$$

Les moments varient dans des proportions considérables, et deviennent négatifs. On ne saurait donc recommander l'emploi du câble plat en acier à section uniforme pour les grandes profondeurs.

Le câble plat diminué doit être exclu aussi pour des raisons d'ordre pratique. Il n'y a donc à opposer au câble plat en aloès, que le câble rond métallique.

Câbles ronds métalliques

Les câbles ronds métalliques sont ceux qui ont reçu le plus grand nombre d'applications pour l'extraction à de grandes profondeurs ; soit que ces câbles aient été employés avec une section uniforme ou une section diminuée, sans que l'on se préoccupe autrement de l'équilibre des moments ; soit que l'on ait employé la section uniforme, en équilibrant les moments comme dans le système Koepe, ou d'autres analogues ; soit enfin qu'on ait employé le câble diminué ou non et obtenu l'équilibre par l'emploi de câbles, ou de tambours coniques ou cylindro-coniques. Nous allons passer en revue successivement ces divers procédés, en indiquant quelques-unes des applications qu'ils ont reçues.

Tambours cylindriques

1° Cables s'enroulant sur tambours cylindriques

L'emploi de câbles ronds exige l'enroulement sur tambours ; les différentes spires se juxtaposent et s'éloignent de plus en plus du plan vertical de la molette. Si la profondeur est grande, l'angle fait par le câble avec ce plan devient assez grand lui-même, et l'on est obligé, pour le maintenir dans des limites convenables, d'éloigner du puits la machine d'extraction. Plus la profondeur est grande, plus la distance de la machine doit être considérable, et il n'est pas rare de voir sur les mines employant les tambours et les câbles ronds, la machine à 50 mètres ou 60 mètres du puits.

Mines de Pzibram (Bohême). — A Pzibram, en Bohême, on a obvié à cet inconvénient du recul forcé de la machine, en faisant enrouler sur le tambour cylindrique, deux et trois rangées de spires. On réduit ainsi de moitié ou du tiers, le déplacement horizontal du câble.

Il paraît que, tant que le nombre de spires superposées ne dépasse pas trois, l'enroulement se fait très régulièrement et aucun choc ne se produit lorsqu'on passe d'une rangée à la suivante ; on n'a pas à craindre non plus le chevauchement d'une spire sur une autre. C'est ce que nous avons pu constater au cours d'une descente au puits Adalbert (1130^{m}) ; la secousse causée par le passage d'une rangée de spires à la suivante était si légère, qu'une personne non prévenue n'aurait pu s'en apercevoir.

Le diamètre des tambours du puits Adalbert est de 6^{m},000.

Les câbles ont 1300 mètres de longueur, ils sont en fil d'acier ayant 180 k. de résistance au millimètre carré.

Leur section est diminuée, et la diminution est obtenue, non par la variation du nombre des fils, mais par celle du diamètre de ceux-ci.

Les câbles sont formés dans toute leur longueur de 8 torons de 6 fils et sont partagés en 5 tronçons, ayant chacun un diamètre de fil déterminé :

1er tronçon	350 mètres	8 torons	6 fils	diamètre	2mm,1
2e »	200 »	8 »	6 »	»	2mm,2
3e »	200 »	8 »	6 »	»	2mm,3
4e »	200 »	8 »	6 »	»	2mm,4
5e »	350 »	8 »	6 »	»	2mm,5

Les fils de différents diamètres sont soudés les uns aux autres par la brasure. Cette soudure a pour effet de diminuer la résistance de 50 %; aussi s'arrange-t-on, dans la confection du câble, pour que deux soudures ne se trouvent pas dans la même section droite. Les âmes des câbles sont en chanvre et sont très serrées. Dans le câble neuf, les torons ne se touchent pour ainsi dire pas, de sorte que, par leur mise en tension, ils peuvent se rapprocher jusqu'au contact sans se blesser ou se déformer.

La charge soulevée par ces câbles se compose de

1 cage	1100 kilos
2 chariots vides. .	700
Charge	2000
	3800

Le poids du câble est de

1 k. 63	par mètre pour	le 1er tronçon
1 k. 79	»	le 2e »
1 k. 96	»	le 3e »
2 k. 13	»	le 4e »
2 k. 31	»	le 5e »

Le poids total est de 2.554 kilos avec un diamètre de 24 millimètres au petit bout et de 29 millimètres au gros bout.

La durée des câbles est en moyenne de 27 mois et le prix de revient est de 3,3 kreutzer pour une tonne élevée à 1000 mètres.

L'acier employé est de l'acier fondu anglais ; les fils de 2 millimètres se rompent sous une charge moyenne de 580 kil. ; ils donnent 20 flexions sur un étau à mâchoires de 5 millimètres de rayon et 35 à 40 tours de torsion pour un essai de $0^m,15$ de longueur.

Les molettes ont $3^m,80$ de diamètre et le chevalement 15^m de hauteur.

La machine horizontale à 2 cylindres de $0^m,70$ de diamètre pour 2^m de course, marche à contre-pression sur 300^m environ.

Système Kœpe. — Le procédé de régularisation des moments d'extraction du système Kœpe (1), est certainement la solution la plus simple qui existe ; les larges tambours sont supprimés, et réduits à une simple poulie ; la longueur des câbles est sensiblement la même que dans une machine d'extraction ordinaire. Malheureusement, ces câbles doivent être de section uniforme, et c'est là un des gros écueils pour l'emploi avantageux de ce système à grandes profondeurs.

Un inconvénient aussi sérieux du système Kœpe, c'est l'importance que prennent les accidents de rupture de câbles. Les deux cages, dans ce cas, ainsi que les câbles qui les supportent, sont entraînés au puisard, causant sur leur passage des dégâts considérables, et rendant sur chaque puits la présence de machines et câbles de secours nécessaire.

---

(1) Revue Universelle des Mines, 2e série, t. V, 1879.

Malgré ce désavantage, et en raison du degré de sécurité que présentent maintenant les câbles métalliques, même à très grande résistance, bien surveillés, et de la simplicité de l'installation, le système Kœpe s'est répandu particulièrement en Allemagne, et semble même, en ce moment, retrouver un regain de faveur.

L'adaptation de ce système à des profondeurs de plus en plus grandes, dépend de l'augmentation progressive de résistance du métal employé à la confection des câbles.

Supposons un câble en fils d'acier de 180 kil. de résistance par millimètre carré, ce qui donne après câblage 157 k. 5, et prenons le cas d'un puits de 1000^{m} entre recettes, avec une charge de 6500 k. dont 3500 utiles.

Calculons quelles seront les dimensions du câble Kœpe.

Soient :

$L = 1000^{m}$, la hauteur depuis la recette du fond jusqu'à la recette du jour (Fig. 4),

$l = 30^{m}$, la distance depuis la recette du jour jusqu'aux poulies supposées au même niveau,

$H = 15^{m}$, la distance de la recette inférieure au bas de la boucle du câble,

$Q = 6500$ k., la charge totale pendue ou bout du câble,

$\frac{1}{m} = \frac{1}{8}$, le coefficient de sécurité,

$\delta = 0{,}0085$, le poids spécifique de la partie métallique du câble,

$S =$ la section métallique du câble,

$R = 157$ k. 5 (fils de 180 k. au millimètre carré), la charge de rupture,

On a : $$\frac{SR}{m} = Q + (L + l + H) S\delta$$

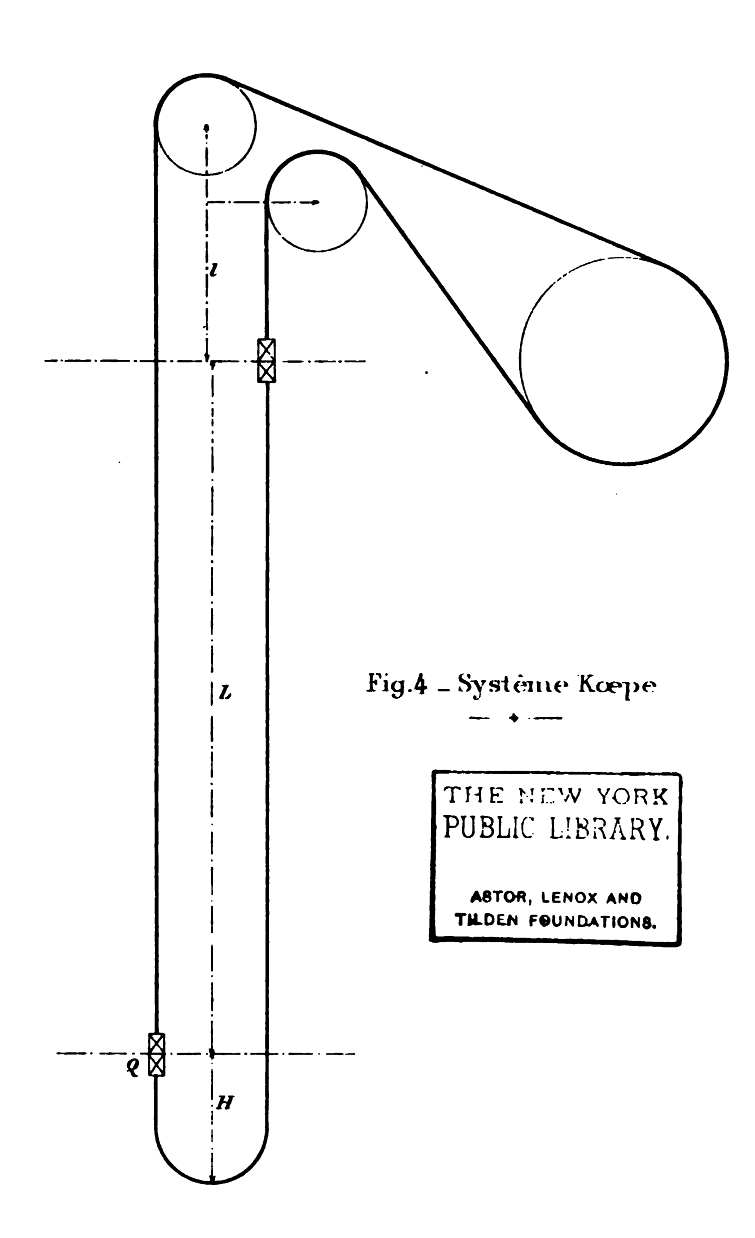


Fig.4 _ Système Koepe

Ou :

$$S\left[\frac{R}{m} - \delta(L + l + H)\right] = Q$$

$$S = \frac{Q}{\frac{R}{m} - \delta(L + l + H)}$$

avec l'exemple choisi :

$$S = \frac{6500}{\frac{157,5}{8} - 0,0085\,(1000 + 30 + 15)}$$

$$S = 602^{mm^2}.$$

En supposant que l'on prenne pour le câble du fil n° 15 ($2^{mm},4$ de diamètre et $4^{mm^2},524$ de section) il faudra un nombre minimum de fils de :

$$\frac{602}{4,524} = 133 \text{ fils.}$$

On formera le câble de 8 torons de 17 fils chacun.

Chaque toron se composera d'un toron simple à âme en chanvre de 6 fils enveloppé de 11 fils.

Le total sera donc de 136 fils n° 15, ayant une section métallique totale de 615^{mm^2}.

Le diamètre du toron simple sera (1) $2,4 \times 3 = 7^{mm},2$.

(1) Chatillon Commentry. Tableaux et renseignements.

NOMBRE de fils par toron ou de torons par câble	COEFFICIENTS MULTIPLICATEURS donnant le diamètre de l'âme (*) en chanvre	métallique (A)	Les chiffres A sont calculés par la formule :
5	0,85	0,68	$d' = d\left(1 + \frac{1}{\sin\frac{180}{n}}\right)$
6	1,40	1, »	n Nombre de fils par toron ou de torons par câble.
7	1,60	1,30	d Diamètre des fils.
8	2, »	1,60	d' Diamètre de l'âme métallique.

(*) Dans le toron à double enveloppe, il ne faut compter que les fils formant le toron simple intérieur pour avoir le diamètre de l'âme.

Le diamètre du toron enveloppé de

$$7,2 + 2 \times 2,4 = 12 \text{ millimètres}$$

Le diamètre du câble (1)

$$12 \times 3,65 = 43^{mm},8.$$

Le poids par mètre comprend :

1° le poids de la partie métallique $615 \times 0,0085 = 5,227$

2° le poids de 8 âmes de toron

$$\frac{(1,40 \times 2,4)^2}{4} \pi \times 8 \times 0,001056 = 0,077$$

Calcul du diamètre du toron en fonction du fil, ou du câble en fonction du toron.

NOMBRE de fils par toron ou de torons par câble	COEFFICIENTS donnant le diamètre du toron ou du câble	OBSERVATIONS
1	1, »	Ces coefficients ne s'appliquent pas aux torons à double enveloppe.
2	2, »	
3	2,11	
4	2,42	
5	2,70	
6	3, »	
7	3,32	
8	3,60	
9	3,96	
10	4,23	
11	4,55	
12	4,81	

(1) Voir tableau page précédente.

3° le poids de l'âme centrale

$$\frac{(12 \times 2)^2}{4} \pi \times 0{,}001056 = 0{,}475$$

Le poids du mètre sera donc 5 k. 779

Le poids total du câble atteindra

$$5{,}779 (1030 + 30 + 1030 + 50 + 50 + \pi \times 4)$$

soit $2202^m{,}60 \times 5{,}779 = 12728^k$.

Si T est la tension qu'il est nécessaire d'exercer sur un des brins pour provoquer le glissement du câble sur le tambour, lorsque la longueur de l'arc embrassé est s, le rayon du tambour r, et la tension de l'autre brin t, on aura

$$\frac{T}{t} = e^{f\frac{s}{r}}$$

Donc toutes les fois que dans le câble sans fin Kœpe, le rapport des tensions des brins sera inférieur à $e^{f\frac{s}{r}}$, il n'y aura pas glissement ; si au contraire ce rapport est supérieur, le glissement se produira.

Dans le cas qui nous occupe, si nous admettons que le câble ne prend que la moitié de la circonférence du tambour, soit πr, ce qui est au-dessous de la vérité, on devra avoir

$$\frac{T}{t} \leqslant e^{f\pi}$$

Si la jante de la poulie est en chêne,

$$f = 0{,}158 \text{ (}^2\text{)}$$
$$e^{f\pi} = 1{,}642$$

(2) Baumann, Zeisschrift. B. H. S. XXXI, 182.

par conséquent on doit avoir

$$\frac{T}{t} \leqslant 1,642.$$

Voyons ce qui se passe pendant la durée d'une course.

Au démarrage,

$$T = 6500 + 1030 \times 5,78 + 15 \times 5,78 = 12540$$
$$t = 3000 + 1030 \times 5,78 + 15 \times 5,78 = 9040$$

donc $\frac{T}{t} = 1,38.$

Le démarrage se produira sans encombre. Pendant tout le temps de la course, la différence de tension des deux brins reste la même, par conséquent il n'y aura pas non plus de glissement.

Supposons maintenant la cage vide au fond sur les taquets, et la cage pleine au jour manœuvrant seule pour un changement d'étage. Dans ce cas,

$$T = 6500 + 1045 \times 5,78 = 12540$$
$$t = 1045 \times 5,78 \qquad = 6040$$
$$\frac{T}{t} = 2,07.$$

La manœuvre au jour de la cage pleine, la cage vide reposant sur les taquets ne sera pas possible ; il sera utile, pour pouvoir l'exécuter, de donner un supplément de tension au câble descendant. On y arrive en intercalant entre la cage et le câble un fort ressort qui par sa tendance à reprendre sa position normale ajoute à la tension du câble jusqu'à concurrence du poids de la cage vide, et rend ainsi la manœuvre possible.

Nous ajouterons que l'angle embrassé par le câble sur la poulie est toujours supérieur à $1/2$ circonférence, et qu'on peut l'augmenter d'autant plus que la bobine est plus rapprochée de la molette. D'autre part, le

coefficient de frottement du câble sur la poulie peut, par un choix judicieux de la matière formant la jante, et par la forme même de cette jante, atteindre un chiffre plus élevé $f = 0,30$ (1), au lieu du chiffre que nous avons indiqué. Dans ces conditions, les manœuvres au jour peuvent se faire sans avoir à intercaler un ressort entre la cage et le câble.

La nécessité d'augmenter le coefficient de frottement du câble sur la poulie, fait que l'on est arrivé à négliger le graissage du câble métallique, condition indispensable d'un bon service, surtout dans les puits humides ou de retour d'air. Certaines mines suppriment même totalement ce graissage, au grand préjudice de la conservation et de la sécurité de leurs câbles.

On a constaté par exemple qu'un fil clair du n° 20, donnant 45 torsions et 21 flexions avant la rupture, ne donnait plus que 35 torsions et 18 flexions, après avoir été pendant quelque temps soumis à l'action oxydante de l'air (2).

Il est certain que cette action de l'oxydation doit être d'autant plus sensible que le fil est d'un calibre plus petit.

Il y a donc avantage dans le système Kœpe à avoir des câbles composés de fils aussi gros que possible, pour remédier à l'inconvénient de l'oxydation. D'autre part, à cause de la boucle que forme le câble dans le fond du puits, et qui est d'un diamètre relativement faible, il est utile que le câble soit aussi flexible qu'on le peut, ce qui n'est pas conciliable avec la première condition.

Il y a un moyen terme à adopter. Ce qui est prudent,

---

(1) E. Tomson. *Revue Universelle des Mines*, t. XLI, 2e numéro.

(2) Mine de Pribram (Bohême).

c'est de faire travailler les câbles à un taux moins élevé que dans les cas ordinaires. Cette raison aura pour effet de diminuer la profondeur à laquelle on pourra pratiquement employer le Kœpe. Il en est une autre en dehors de celles que nous avons indiquées qui force même à le proscrire complètement pour de très grandes profondeurs : c'est le fouettement et l'ondulation du câble suspendu dans le puits au-dessous des cages. Dès que la profondeur dépasse 800 mètres, ce flottement est tel qu'il peut en résulter des avaries au câble et aux parois, et que la marche devient dangereuse. Tant que la profondeur n'atteint pas ce chiffre, on peut employer avec avantage le système Kœpe. Au delà, il est prudent de s'abstenir.

Dans l'application, quelques mines, tout en conservant le principe d'équilibre du système, ont supprimé certains de ses inconvénients, particulièrement ceux relatifs à la gravité de la rupture du câble et à l'obligation où on se trouve de ne jamais pouvoir refaire la patte d'attache. Elles ont remplacé la bobine par un tambour ; il y a dans ce cas deux câbles d'extraction, et les cages sont réunies en dessous par un câble qui peut être un câble plat, et qui n'intervient que par son poids.

Au puits Grimberg, par exemple, de la concession Monopol, les câbles, au nombre de deux, sont de section uniforme, et s'enroulent sur un tambour de 8 mètres de diamètre et de 4 mètres de largeur ; ils ont $37^{m}/^{m}$ de diamètre, sont en fils profilés de la firme Felten et Guillaume. Ils pèsent 7 kil. 500 le mètre, et sont d'une résistance de 147 kilos au millimètre carré.

Le poids de la cage vide est de...	4.093^{k}
Elle contient 8 chariots vides pesant	2.720^{k}
Et une charge de.............. ..	4.000^{k} de charbon
Poids suspendu....................	10.813^{k}

L'équilibre est obtenu au moyen d'un câble plat en fer pesant environ 7k,500 le mètre. Le câble est fixé par une chappe articulée au fond des deux cages, et sa longueur un peu plus grande que la distance entre recettes, permet d'avoir au-dessous de la recette du fond une boucle suffisamment longue pour rendre possibles les manœuvres, et au besoin l'épuisement par bennes à eau.

Cette disposition d'équilibre a l'inconvénient d'exiger 3 câbles au lieu de deux, mais elle a l'avantage de permettre le graissage des câbles d'extraction, et par suite leur meilleure conservation ; le câble d'équilibre peut être un câble en fer moins coûteux, à fils très flexibles, pouvant se prêter sans fatigue à la forte courbure qu'on lui demande dans la boucle du fond du puits.

Ce système exige un ensemble de deux tambours de grande largeur totale, que l'on peut réduire toutefois. En effet les deux câbles ne s'enroulent pas en même temps sur les tambours ; lorsque l'un s'enroule, l'autre se déroule ; on peut donc s'arranger pour que celui-là emprunte la place laissée libre par celui-ci, et si les deux câbles se suivent à deux ou trois spires de distance, les tambours pourront, ensemble, n'avoir qu'une largeur à peine supérieure à celle d'un tambour unique.

Rien ne s'oppose dans ce système à ce que les câbles, au lieu d'être de section uniforme soient diminués, le calcul du câble d'équilibre se fera en conséquence, et si le moment ne reste pas constant pendant toute la durée de la course, il variera dans des proportions assez faibles pour qu'avec le régulateur de la machine d'extraction agissant sur la détente, on obtienne une marche absolument régulière.

Dans l'emploi de tambours à largeur réduite, on

pourrait ne conserver qu'un seul des tambours primitifs, mais le réglage des câbles deviendrait difficile. On conserve encore deux tambours pouvant être rendus fous sur l'arbre ; mais alors que l'un d'eux a la largeur nécessaire pour contenir tout un câble, l'autre ne permet que l'enroulement de quelques spires représentant la partie de câble de relai. Bien entendu, aucune nervure ni séparation n'existe entre les deux tambours qui semblent à première vue n'en former qu'un.

Le système du puits Grimberg dont nous avons parlé plus haut a remplacé un système d'équilibre que nous décrirons plus loin, et qui devait fonctionner plus tard à 1000 mètres. Il est à craindre que le même inconvénient, le fouettement du câble d'équilibre, subsiste aux grandes profondeurs avec le nouveau procédé ; à un degré moindre toutefois à cause de la forme du câble et du plus grand espace dans lequel il se meut.

Le procédé Kœpe dans toute sa simplicité, existe dans un certain nombre de mines de Westphalie, mais dans aucune on n'a atteint une très grande profondeur.

A Consolidation (1) trois puits sont munis de ce système.

Le Puits n° 1 est profond de 540 mètres ; le câble a une durée moindre que dans les deux autres, parce que les deux molettes n'étant pas dans le même plan vertical, les deux brins doivent faire entre eux un angle qui est une cause de frottement, et par suite, d'usure.

Au puits n° 2, le câble pèse $7^{k},500$ le mètre, et la charge à soulever est au total de 8.000 kilos environ.

L'effort d'emploi est de $\frac{1}{10}$.

(1) Robiaud. *Bulletin* de la Société de l'Industrie minérale t. X, 2e livraison.

La poulie en fonte est garnie d'une fourrure en bois pour augmenter l'adhérence.

Le puits n° 3 n'a qu'une poulie de $7^m,50$ de diamètre.

Au puits Hibernia (Westphalie), dont la profondeur est de 610 mètres, et qui se compose de deux puits jumeaux, les cages sont à deux étages, avec deux chariots par étage, placés bout à bout. L'extraction est de 1.000 tonnes en 8 huit heures.

Les câbles ont $40^m/^m$ de diamètre et sont formés de 7 torons de 19 fils de 27/10 de millimètre, ayant une résistance de 180 kilos au millimètre carré. Les câbles d'équilibre sont de vieux câbles d'extraction.

On trouve aussi le système Kœpe dans les installations nouvelles des charbonnages Ewald, près de Herten; au charbonnage « Kaiser Frederich », aux charbonnages Centrum à Wattenscheid (1), etc.

Dans la plus grande partie de ces mines, les poulies motrices ont un diamètre d'environ 7 à 8 mètres et sont en fonte avec garniture en bois.

Une modification du système Kœpe a été imaginée par l'inventeur même, pour répondre à certaines objections, principalement à la difficulté d'extraire à différents étages avec le câble sans fin, et à la gravité des accidents en cas de rupture du câble. Ce procédé a été appelé du nom de « tambour à contre-câble d'équilibre » (2).

Supposons un câble ayant un peu plus de trois fois la profondeur du puits. L'une des extrémités s'attache sur le tambour de la machine d'extraction, s'y enroule jusqu'à concurrence d'une longueur représentant la profondeur du puits, passe sur la molette, descend jusqu'au-dessous de la recette inférieure, forme une boucle, revient vers l'orifice et va s'attacher par sa

(1) Tomson. Revue Universelle des Mines, t. XLI, 2e numéro.

(2) Haton de la Goupillière. Cours d'exploitation.

deuxième extrémité sur le tambour, en s'enroulant dans le même sens qu'au départ. Si l'on suppose les cages fixées sur la partie de câble pendant dans le puits par des griffes qui permettent d'en déplacer l'attache, on a toute l'économie du système. En réalité, les câbles traversent les cages, et de fortes pinces servent à fixer celles-ci sur celui-là. A-t-on à changer d'étage, l'une des cages étant à la recette sur les taquets, on dévisse sa pince d'attache, on amène par la machine d'extraction la deuxième cage en face de la recette que l'on veut desservir; on amarre de nouveau la première cage, et l'on est prêt à marcher. Le câble n'étant plus sans fin, si une rupture survient, une seule cage en souffrira. Enfin, on peut modifier l'enlevage et suppléer au coupage régulier de la patte en déplaçant de temps en temps la pince d'amarrage des cages.

Procédés d'équilibre par câbles.

En dehors du procédé Kœpe et de ses variantes qui constituent l'extraction par câble sans fin, on a employé sur certaines mines le tambour cylindrique avec câbles non diminués ou diminués et câble d'équilibre laissant libre le dessous des cages.

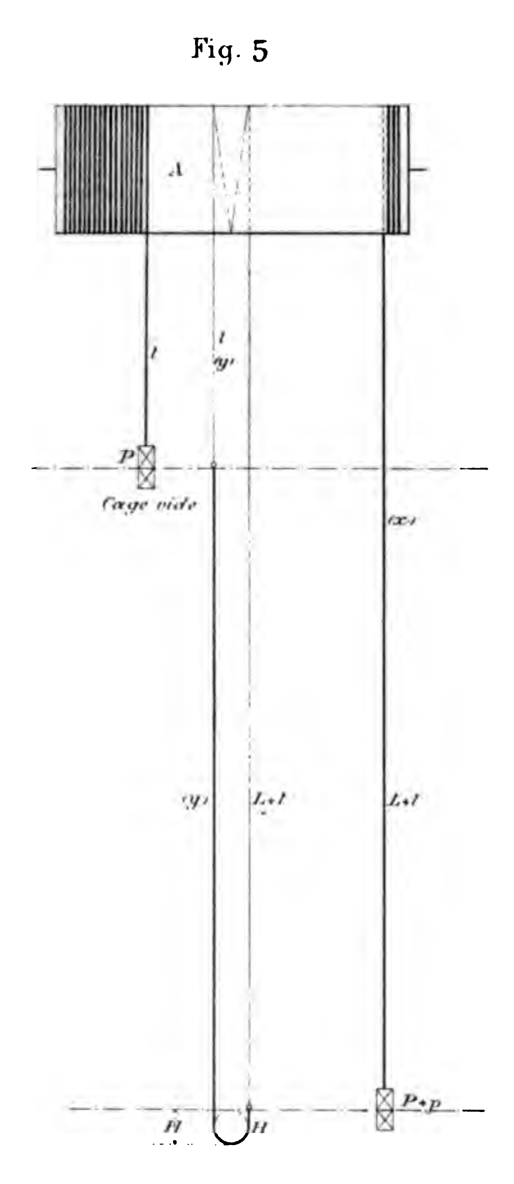
Un système de ce genre avait été étudié il y a quelques années pour le puits Hansa, de la Société de Gelsenkirchen (Westphalie). La profondeur du puits est de 720 mètres; le câble, de 50^{mm} de diamètre, est de section uniforme. Il est formé de 8 torons de 19 fils de $2^{mm},7$. Son poids est de $9^{k},500$ le mètre. Le tambour cylindrique a 8 mètres de diamètre, et $3^{m},60$ de largeur.

La charge totale à soulever est de 8.700 kilos.

La Fig. 5 indique la façon dont on obtient l'équilibre : le tambour A reçoit comme à l'ordinaire les câbles d'extraction ; une cordelette fait deux tours sur

le tambour, et supporte par ses extrémités le câble

Fig. 5



d'équilibre qui pend dans le puits et passe au fond sur une poulie qui peut faire l'office de tendeur.

Le câble d'équilibre est disposé de telle façon, que ses attaches avec la cordelette se trouvent toujours dans le puits à la même hauteur que les cages.

Dans le projet d'installation de ce système, la cordelette empruntait pour se mouvoir les spires laissées libres par le câble d'extraction. Les quatre brins s'enroulant ou se déroulant sur le tambour, se déplaçaient parallèlement, restant à la même distance les uns des autres, cette distance pouvant n'être que de la largeur de deux ou trois spires.

Cette disposition permettait d'avoir un tambour de largeur réduite.

Les cordelettes et le câble d'équilibre circulaient derrière les moises de guidage, et deux poulies devaient, à la partie inférieure du puits, leur permettre de passer d'un côté à l'autre.

Nous ne savons pas si ce système a été appliqué au puits Hansa, en tous cas, il a été remplacé, depuis, par le câble sans fin; il existe toutefois à Monopol I avec quelques modifications; il fonctionne dans de très bonnes conditions, la profondeur n'étant pas très considérable.

Au puits Monopol I, on a supprimé les poulies directrices du bas; le câble compensateur est laissé libre, mais chacune de ses extrémités porte un coulisseau qui circule le long d'un petit guidage en pitchpin établi entre les moises et la maçonnerie du puits (Voir les Fig. 6 et 7).

Le câble d'équilibre est ici un câble plat métallique de 8^{k},500 le mètre.

Les câbles d'extraction ont 45 millimètres de diamètre et sont formés de 6 torons de 27 fils de 25/10e de millimètre; leur poids est de 7^{k},300 le mètre et leur résistance à la rupture de 122.000 kilos. Ils ont à soulever une charge totale de 10.900 kilos. On extrait de la profondeur de 465 mètres, ce qui fait que le câble

d'extraction travaille au $\frac{1}{8}$ de la charge de rupture. L'acier employé est à 150 kilos par millimètre carré.

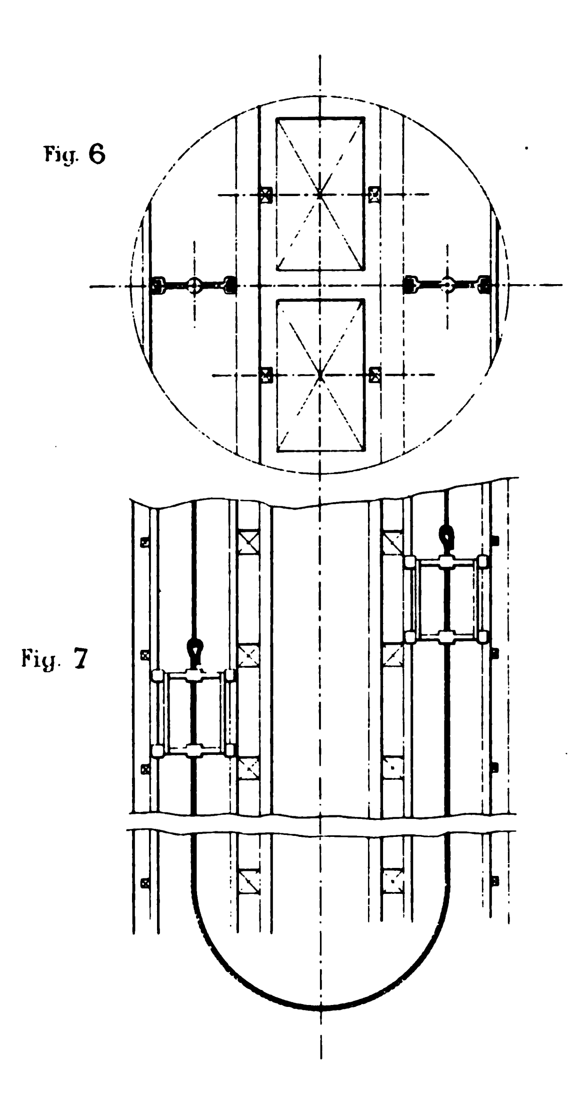


Fig. 6

Fig. 7

Le câble compensateur, en acier, a une largeur de 104 millimètres et une épaisseur de 25mm.

La cordelette qui le supporte est formée de fils d'acier de 150 kilos de résistance au millimètre carré et se compose de 6 torons de 18 fils n° 12. Son poids est de $2^k,200$ le mètre.

Dans ces conditions, l'équilibre complet n'est pas obtenu, mais le moment reste toujours positif. Il est de + 18.600 à l'enlevage et de + 23.000 à l'arrivée au jour.

Nous allons déterminer les conditions de l'équilibre complet des moments :

Appelant :

L la distance entre recettes,

l la distance de la recette supérieure jusqu'aux poulies,

H longueur du câble depuis la recette inférieure jusqu'au bas de la boucle,

$\frac{1}{m}$ le coefficient d'emploi du métal,

R la charge de rupture des fils par millimètre carré,

P le poids de la cage avec les chariots vides,

$P + p$ le poids de la cage chargée,

x le poids par mètre de câble d'extraction,

y le poids par mètre de la cordelette,

y' le poids par mètre du câble compensateur,

r le rayon du tambour ;

Supposons la cage pleine au fond du puits :

Le moment par rapport à l'axe du tambour sera :

$$(P + p)r + (L + l)xr + (L + l)yr + Hy'r - Pr \\ - lxr - lyr - Ly'r - Hy'r$$

ou en réduisant :

(1) $$r(Lx + Ly - Ly' + p)$$

Lorsque la cage pleine arrivera au jour, le moment sera

$$(P + p)r + lrx + lyr + (L + H)y'r$$
$$- Pr - (l + L)xr - (L + l)yr - Hy'r$$

c'est-à-dire

(2) $$r(Ly' - Lx - Ly + p).$$

Pour l'équilibre on écrira que le moment au départ est égal au moment à l'arrivée, on posera donc

$$(1) = (2)$$

ce qui donne :

$$pr + r(Lx + Ly - Ly') = pr + r(Ly' - Lx - Ly)$$

en simplifiant :

$$x + y - y' = y' - x - y$$

d'où

(A) $$y' = x + y.$$

Si nous admettons que δ soit le poids par mètre de longueur d'un câble de 1^{mm2} de section, le poids x du mètre de câble d'extraction, en supposant uniforme la section de celui-ci, sera donné par l'équation

$$\frac{x}{\delta}\frac{R}{m} = P + p + x(L + l).$$

ce qui donne

(B) $$x = \frac{P + p}{\frac{R}{\delta m} - (L + l)}$$

D'autre part, le poids y du mètre de cordelette est donné par la relation suivante

$$ly + (L + H)y' = \frac{y}{\delta}\frac{R}{m},$$

d'où $$y\left(\frac{R}{\delta m} - l\right) = (L + H)\,y'$$

et (C) $$y = \frac{(L + H)\,y'}{\frac{R}{\delta m} - l}.$$

Grâce à ces trois équations, on pourra déterminer x y et y'. Supposons $H = 15$ mètres et reprenons l'exemple numérique que nous avons admis depuis le début.

Le poids x du câble d'extraction est donné par l'équation (B).

$$x = \frac{6500}{\frac{157,5}{0,0085 \times 8}^{(1)} - (1000 + 30)} = 5^k,055.$$

$$R = 180 \times \frac{7}{8} = 157^k,5.$$

La section de ce câble (section métallique) sera de :

$$\frac{5,055}{0,0085} = 594^{mm^2}.$$

Si nous admettons qu'il soit formé de fils n° 15 ($2\,^m/^m\,4$ de diamètre) de $4\,^m/^{m^2}\,524$ de section, il faudra un minimum de fils

de $$\frac{594}{4,524} = 131 \text{ fils}.$$

(1) La résistance des fils d'acier composant le câble est supposée égale à 180 kilos au millimètre carré. Ces fils par le câblage n'ont plus qu'une résistance.

On pourra composer le câble de 8 torons de 17 fils, chaque toron étant composé d'un toron simple de 6 fils enveloppés de 11 fils, au total (au total 136 fils).

Le poids par mètre d'un pareil câble sera de $5^k,78$.

Au lieu de $5^k,05$ pour valeur de x, nous prendrons donc :

$$x' = 5,78$$

et nous porterons cette valeur dans l'équation (A) ; il viendra :

$$\text{(A')} \qquad y' = 5,78 + y.$$

Si nous remplaçons y par sa valeur (C)

$$y' = 5,78 + \frac{(L + H)y'}{\frac{R}{\delta m} - l}$$

ou

$$y' = 5,78 + 0,444\, y'$$
$$y' = 10,395.$$

Portant cette valeur dans (A') il vient :

$$y = 4,615.$$

La section métallique de la cordelette sera de :

$$\frac{4,615}{0,0085} = 542^{mm^2}.$$

On pourra la composer de fils n° 13 (20/10 de millimètre) ayant une section de $3^{mm^2}142$; le nombre de fils sera :

$$\frac{542}{3,142} = 172 \text{ fils.}$$

On prendra par exemple 9 torons de 19 fils, soit au total 171 fils (chaque toron composé de 7 fils enveloppés de 12). Le poids d'un pareil câble y compris son âme en chanvre sera établi comme suit :

Partie métallique, $171 \times 3,142 \times 0,0085$..... $= 4^{k}566$

Poids de 9 âmes de toron, $\frac{\pi \times \overline{3,20}^2}{4} \times 9 \times 0,001056$. $= 0,075$

Poids de 1 âme centrale, $\frac{\pi \times \overline{21}^2}{4} \times 0,001056$...... $= 0,365$

y_1............. $= 5^{k}006$

Pour nous rapprocher de l'équilibre, nous modifierons légèrement le poids du câble d'équilibre pour le mettre en rapport avec x_1 et y_1, et nous prendrons

$$y'_1 = x_1 \, y_1 = 5,78 + 5,00 = 10^{k},78.$$

Le moment au départ avec cette disposition sera

$$r\,(\text{L}x + \text{L}y + - \text{L}y + p) = + 14000\,;$$

le moment à l'arrivée

$$r\,(\text{L}y' - \text{L}x - \text{L}y + p) = + 14000.$$

Les moments sont donc égaux et l'équilibre est obtenu.

En résumé, pour l'exmple choisi il nous faudra les quantités de câbles suivantes :

(Les tambours sont supposés à 50 mètres des poulies et r est pris égal à 4 mètres ; de plus on admet qu'il y a 50 mètres de câble de relai sur le tambour.)

2 câbles d'extraction de 1.130 mètres soit 2.260 mètres à $5^{k}48$....................	13.062
1 câble compensateur plat de 1.030 mètres à $10^{k}78$................................	11.103
1 cordelette de 1.185 mètres à 5 kilos......	5.925
Total...............	30.090^{k}

Il est à noter qu'au lieu d'employer les câbles d'extraction à section uniforme, on pourrait utiliser le câble diminué ; dans les calculs de y et y', la valeur de x

serait le poids moyen par mètre de ce câble ; il y aurait de ce fait une économie notable, et quand même, un équilibre satisfaisant.

La méthode d'équilibre que nous venons de décrire paraît, théoriquement, donner toute satisfaction. Pratiquement, elle entraîne à une grande complication de câbles et de poulies. Cette complication pourrait être laissée de côté en regard de l'avantage retiré d'une régularisation parfaite de la marche, avec une vitesse qui peut être constante et non pas, comme dans les tambours coniques, variable dans de grandes limites. Mais il existe pour ce procédé comme pour le procédé Kœpe, l'inconvénient du flottement et du ballottement des câbles d'équilibre, inconvénient très sérieux qui augmente avec la profondeur et que nous retrouverons dans tous les procédés analogues.

A Monopol II, actuellement puits Grimberg, avant d'installer la corde sans fin qui existe maintenant et que l'on espère pouvoir conduire jusqu'à 1.000 mètres on avait appliqué un procédé d'équilibre par câbles, dû à M. Lindenberg, et qu'il a fallu enlever pour la raison que nous donnons ci-dessus. Ce système est une modification de celui qui précède. Voici en quoi il consiste (Fig 8).

Procédé d'équilibre Lindenberg. — Les deux câbles d'extraction E E s'enroulent sur le tambour T à la manière ordinaire, et viennent s'amarrer par l'extrémité libre aux cages C C dont l'une est à la recette du jour, quand l'autre est à la recette du fond.

Le câble d'équilibre circule dans le puits comme dans le procédé Monopol I ; mais les cordelettes au lieu de revenir sur le tambour T, passent sur des poulies *p p* et viennent s'attacher aux cages qu'elles contribuent à supporter, comme le font les câbles d'extraction eux-mêmes.

Cette disposition permet d'avoir des câbles d'extraction plus petits, mais on est obligé de mettre une cordelette de plus.

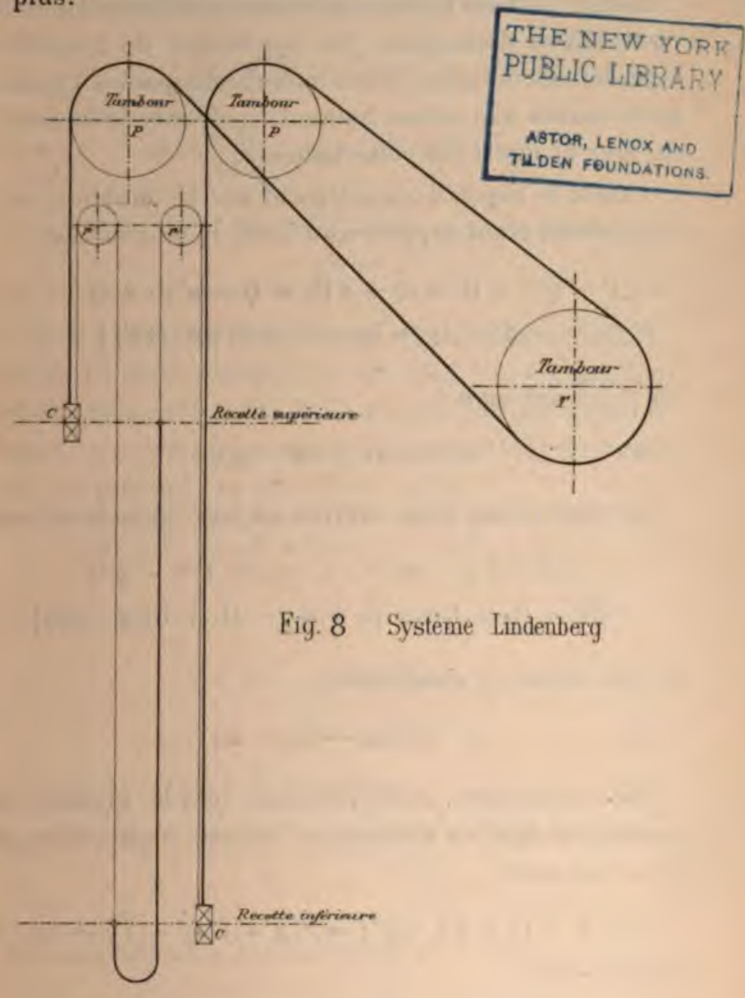


Fig. 8 Système Lindenberg

On voit tout d'abord, par la simple inspection du croquis, que si le poids du câble d'équilibre diminué du poids d'une cordelette, est supérieur au poids de la cage vide, il y aura impossibilité d'application du

système, car au moment des manœuvres de décagement la cage du fond sera soulevée.

Conservant les mêmes notations que précédemment, nous allons déterminer les conditions de l'équilibre complet des moments. Nous admettrons que les 4 poulies sont situées à la même hauteur au-dessus de la recette du jour et que l est cette hauteur.

r étant le rayon d'enroulement sur le tambour, et la cage pleine étant supposée au fond, le moment est :

$$r \left\{ P + p + x (L + l) + y (L + l) - y' (L + H) - yl - [P + ly + lx - (L + l) y - Hy'] \right\}$$

en réduisant on a :

$$\text{(A)} \qquad [p + L (x + 2y - y')] r.$$

La cage pleine étant arrivée au jour, le moment est :

$$r \left\{ P + p + lx + ly - y (L + l) - y'H - [P + (L + l) x + (L + l) y - (L + H) y' - ly] \right\}$$

ce qui donne en simplifiant

$$\text{(B)} \qquad [p + L (y' - 2y - x)] r.$$

Pour l'équilibre, nous poserons que le moment au départ est égal au moment à l'arrivée, c'est-à-dire que (A) = (B) soit

$$r [p + L (x + 2y - y')] = r [p + L (y' - 2y - x)],$$

d'où il vient

$$\text{(1)} \qquad x = y' - 2y.$$

Si δ est le poids du mètre courant de câble en acier sur 1 millimètre carré de section métallique, R la charge de rupture en kilos par millimètre carré, et $\frac{1}{m}$

l'effort d'emploi, en écrivant que la cordelette doit supporter le poids du câble d'équilibre $(L + H)$, plus son propre poids sur une longueur, l'on a :

$$\frac{yR}{\delta m} = (L + H)y' + ly,$$

d'où

$$y = \left(\frac{R}{\delta m} - l\right) = (L + H)\, y',$$

(2)
$$y = \frac{(L + H)\, y'}{\dfrac{R}{\delta m} - l}.$$

D'autre part, le câble d'extraction et la cordelette, lorsque la cage chargée est au fond, supportant leur propre poids et le poids de la charge totale à soulever, chacun au prorata de sa section (les conditions de travail étant les mêmes), on peut donc écrire :

$$\frac{x + y}{\delta}\,\frac{R}{m} = P + p + (x + y)(L + l),$$

d'où l'on tire

(3)
$$x + y = \frac{P + p}{\dfrac{R}{\delta m} - (L + l)}.$$

En ajoutant (1) et (2) on obtient

$$x + y = y' - 2y + \frac{y'(L + H)}{\dfrac{R}{\delta m} - l}.$$

En remplaçant y par sa valeur (2) il vient :

$$(x + y) = y' - \frac{2y'(L + H)}{\dfrac{R}{\delta m} - l} + \frac{y'(L + H)}{\dfrac{R}{\delta m} - l},$$

ou

$$x + y = y'\left(1 - \frac{L + H}{\dfrac{R}{\delta m} - l}\right)$$

En comparant cette égalité avec l'équation (3) on trouve :

$$\frac{P + p}{\frac{R}{\delta m} - (L + l)} = y' \left(1 - \frac{L + H}{\frac{R}{\delta m} - l}\right)$$

d'où

$$(4) \qquad y' = \frac{P + p}{\left[\frac{R}{\delta m} - (L + l)\right]\left[1 - \frac{L + H}{\frac{R}{\delta m} - l}\right]}$$

Si nous faisons l'application numérique que nous avons adoptée pour les exemples antérieurs et qui a en vue la détermination des meilleures conditions d'extraction à grandes profondeurs, nous trouvons :

$$y' = 9^{k},09$$
$$y = 4^{k},036$$
$$x = 1^{k},018$$

Si nous reprenons la formule de moment au démarrage (A)

$$r\,[p + L\,(x + 2y - y')]$$

nous trouvons que le moment au départ est égal à

$$p\,r$$

Il en est de même à l'arrivée et au milieu ; l'équilibre parfait est donc obtenu.

Malheureusement, le système n'est pas applicable pratiquement dans ce cas, parce que la cage au fond sera, lors du décagement des chariots vides, entraînée par le câble d'équilibre et ne restera pas sur les taquets.

En effet, dans cette situation, le poids qui tend à soulever la cage se compose :

1° de 1015 mètres de câble d'équilibre à $9^{k},09$.	9.226^{k}
2° de 30 mètres de cordelette à $4^{k},03$........	121
diminués du poids de 1030 mètres de cordelette	4.151

Soit au total de 4.954 kilos.

Or, la cage chargée pèse 6.500 kilos.

Elle comprend 4 chariots vides 1.040 kilos.

4 chariots déblai 3.500 —

Il reste donc pour la cage vide 1.960 kilos qui seront insuffisants pour résister aux 4.954 kilos des câbles.

On peut se demander quelle est pour un poids donné P_1 de la cage vide, la profondeur limite à laquelle le procédé Lindenberg est applicable. Cette profondeur est déterminée par cette condition que le poids du câble d'équilibre (L + H), augmenté du tronçon (l) de cordelette qui le soutient, et diminué du poids de la cordelette (L + l) doit être inférieur au poids de la cage vide.

Posons donc :

$$y'(L + H) + yl - (L + l)\,y \leqslant P_1$$

d'où

$$(5) \qquad y'(L + H) - Ly \leqslant P_1.$$

Remplaçant y par sa valeur (2) on a

$$y'(L + H) - L\,\frac{(L + H)\,y'}{\frac{R}{\delta m} - l} \leqslant P_1$$

ou

$$(6) \qquad y' = (L + H)\left[1 - \frac{L}{\frac{R}{\delta m} - l}\right] \leqslant P_1$$

Or, l'équation (4) donne

$$y' = \frac{P + p}{\left[\frac{R}{\delta m} - (L + l)\right]\left[1 - \frac{L + H}{\frac{R}{\delta m} - l}\right]}$$

ou bien

$$y' = \frac{P + p\left(\frac{R}{\delta m} - l\right)}{\left[\frac{R}{\delta m} - (L + l)\right]\left[\frac{R}{\delta m} - l - (L + H)\right]}$$

Portant cette valeur dans (6), il vient

$$\frac{(P+p)\left(\frac{R}{\delta m}-l\right)(L+H)\left[\frac{R}{\delta m}-L-l\right]}{\left[\frac{R}{\delta m}-(L+l)\right]\left[\frac{R}{\delta m}-l-(L+H)\right]\left[\frac{R}{\delta m}-l\right]} \leqslant P_1.$$

en simplifiant

$$\frac{(P+p)(L+H)}{\frac{R}{\delta m}-l-(L+H)} \leqslant P_1$$

d'où l'on tire

(7) $$(L+H) \leqslant \frac{P_1\left(\frac{R}{\delta m}-l\right)}{P+p+P_1}$$

Dans l'exemple numérique choisi, P_1 étant égal à 1.960 kilos (3.000 kilos moins le poids de 4 chariots vides représentant 1.040 kilos), on trouve que

$$(L+H) \leqslant 529^{m}.$$

Donc L doit être au plus égal à $529 - 15 = 514^{m}$ pour que l'on puisse appliquer le système Lindenberg à l'équilibre complet, sans qu'il y ait à craindre le soulèvement de la cage vide du fond par le câble d'équilibre au moment de la manœuvre des chariots.

Nous allons déterminer maintenant quels seraient les poids métriques des divers câbles pour obtenir le maximum d'équilibre dans les conditions particulières de profondeur et de charge que nous nous imposons.

Le poids de la cage vide est de 1.960 kilos.

Le poids du câble d'équilibre est y'.

Celui de la cordelette y.

Pour que la cage vide reposant sur les taquets du fond ne soit pas enlevée par l'appareil du câble d'équilibre, il faudra qu'existe l'égalité suivante :

$$1015\,y' + 30\,y - 1030\,y = 1960,$$

ce qui donne

$$(a) \qquad 1015\, y' - 1000\, y = 1960.$$

Le câble cordelette doit être de section suffisante pour supporter le câble d'équilibre en travaillant au maximum à $\frac{1}{m}$; nous en tirons la deuxième équation

$$\frac{y\mathrm{R}}{\delta m} = 30\, y + 1015\, y',$$

d'où

$$(b) \qquad y' = \frac{y}{1015}\left(\frac{\mathrm{R}}{\delta m} - 30\right)$$

La troisième équation sera donnée par la condition que la cordelette et le câble d'extraction doivent supporter la cage en travaillant au taux $\frac{1}{m}$ de l'effort de rupture.

$$\frac{\mathrm{R}\,(x + y)}{\delta m} = (x + y)\, 30 + \mathrm{P} + p + 1000\,(x + y),$$

d'où

$$(c) \qquad (x + y)\left(\frac{\mathrm{R}}{\delta m} - 1030\right) = \mathrm{P} + p.$$

En portant la valeur de y' de (b) dans (a), on a

$$1015\,\frac{y}{1015}\left(\frac{\mathrm{R}}{\delta m} - 30\right) - 1000\, y = 1960$$

$$y\left(\frac{\mathrm{R}}{\delta m} - 30 - 1000\right) = 1960$$

$$y = \frac{1960}{1286} = 1^{k},524$$

$$y' \ldots\ldots\ldots = 3^{k},432$$

$$x \ldots\ldots\ldots = 3^{k},531$$

Les valeurs trouvées pour x et pour y doivent être

considérées comme poids de la partie métallique des câbles. Nous allons déterminer leurs poids réels et leur composition :

$\frac{x}{0,0085} = 415^{mm^2}$, est la section métallique du câble d'extraction.

$\frac{y}{0,0085} = 179^{mm^2}$, est la section métallique de la cordelette.

Si nous employons du fil N° 15 pour le câble d'extraction, et du N° 12 pour la cordelette, avec des sections respectives de $4^{mm^2},524$ et $2^{mm^2},545$, il faudra au minimum 92 fils pour le premier et 70 fils pour le deuxième.

Le câble d'extraction pourrait être composé de 9 torons de 11 fils, soit 99 fils N° 15 (24/10 de millimètre). La cordelette d'équilibre de 9 torons de 8 fils N° 12 (18/10 de millimètre), soit 72 fils.

Dans ces conditions, le poids du câble d'extraction sera par mètre.............................. 4^k230

Le poids de la cordelette atteindra avec l'âme en chanvre.................................. 2 103

Si en raison du supplément de section utile donné à la cordelette, nous prenons pour poids du câble d'équilibre 3^k8, ce qui le fera travailler à moins de 1/8,

Les moments seront :

1° Au départ

(A) $[p + L(x + 2y - y')]r = + 32544.$

2° A l'arrivée

(B) $[p + L(y' + 2y - x)]r = - 4544.$

Nous sommes loin de l'équilibre complet, puisque nous ne supprimons même pas les moments négatifs.

En résumé, lorsque la profondeur du puits est donnée, pour que le système Lindenberg soit applicable et réalise l'équilibre parfait des moments, il faut entre le poids de la cage vide et le poids de la charge totale à soulever, un rapport déterminé.

Ce rapport augmente avec la profondeur, et comme il ne peut pas être supérieur à 1, il en résulte qu'il y a une profondeur limite au delà de laquelle il y a impossibilité. Cette limite pratique d'emploi du procédé sera d'autant plus éloignée que l'on utilisera des fils à plus grande résistance et que l'on fera travailler le métal à un taux plus élevé.

Si nous reprenons l'équation

$$L + H \leqslant \frac{P_1\left(\frac{R}{\delta m} - l\right)}{P + p + P_1}$$

nous pouvons vérifier ce qui vient d'être dit et calculer la profondeur limite d'application du procédé.

On a dans ce cas

$$L + H \leqslant \frac{1}{2}\left(\frac{R}{\delta m} - l\right).$$

Avec des câbles à $157^k,5$ de résistance, correspondant à des fils d'acier de 180 kilos et un effort d'emploi de $\frac{1}{8}$, la profondeur (L + H) sera au minimum de 1.143^m. Si on emploie le $\frac{1}{6}$, la limite sera de 1.529 mètres.

Nous ajouterons qu'à cause des flottements des câbles d'équilibre, des chocs et des frottements qui en résultent, il est impossible d'atteindre à beaucoup près pratiquement la profondeur limite qu'indique le calcul.

Avant de passer au système d'équilibre par tambour conique, qui paraît être en somme, malgré les plus

grands poids de matière qu'il exige et sa plus grosse dépense d'installation, celui qui prévaudra pour les grandes profondeurs, nous allons parler d'un procédé qui résout de façon ingénieuse le problème de l'équilibre complet des moments.

Ce système, dû à M. Desprez, ingénieur des mines, n'a encore reçu aucune application pratique; il a été décrit par le *Génie civil* (t. XXIX, n° 1), dans lequel nous puisons les renseignements qui vont suivre.

Le procédé comporte le tambour cylindrique de largeur réduite, les câbles circulant côte à côte dans les mêmes spires, comme dans le système que nous avons décrit pour Monopol I et Hansa en Westphalie.

Les câbles d'extraction peuvent être diminués. L'équilibre est obtenu par un câble sans fin faisant deux tours seulement sur le tambour entre les deux câbles d'extraction et se déplaçant parallèlement à ceux-ci.

La boucle du câble sans fin descend jusqu'à la moitié de la profondeur du puits.

Une chaîne est attachée par une extrémité à ce câble à hauteur de la recette et par l'autre extrémité à un point fixe C dans le puits. Elle forme une boucle C B D de 8 mètres de hauteur, dont le point d'attache C est tel que $AB = \frac{H}{4}$ (Fig. 9).

Il est facile de calculer quel doit être le poids métrique de la chaîne pour réaliser l'équilibre complet :

1° En supposant le câble sans fin et les câbles d'extraction de section uniforme.

2° En admettant que la partie du câble sans fin A E F est formée de deux tronçons diminués reliés en E par le gros bout lorsque les cages sont à la rencontre.

La longueur maximum d'une chaîne (1) à section

(1) Desprez, *Génie civil*, t. XXIX n° 1.

uniforme ne supportant que son poids est de 590 mètres, et comme la profondeur du puits est égale à quatre

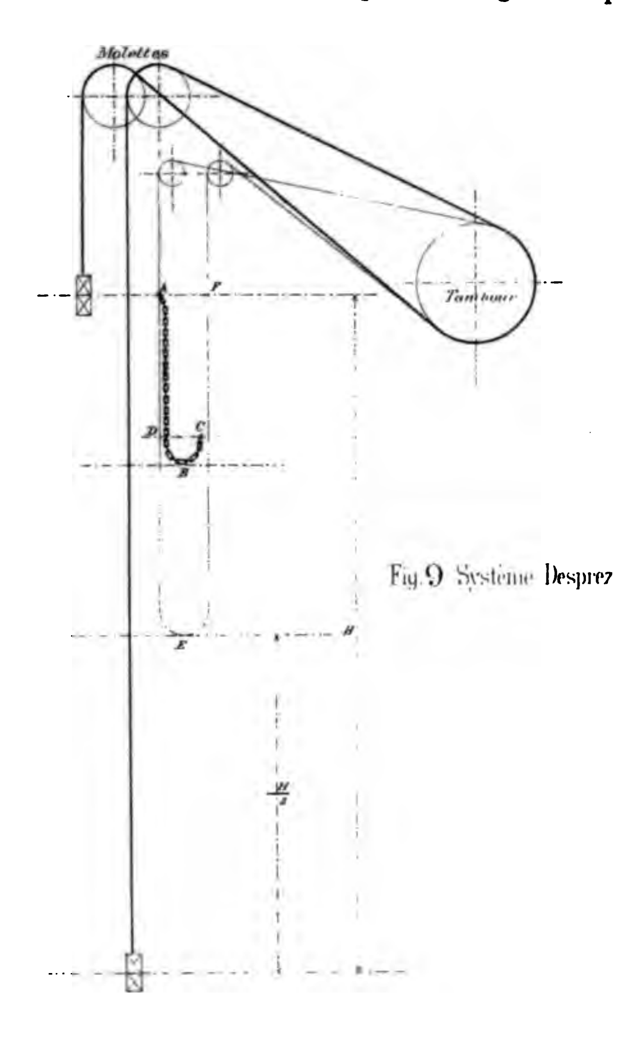


Fig. 9 Système Desprez

fois la longueur de la chaine, on pourrait employer le système jusqu'à 2.300 mètres.

Le câble d'équilibre et la chaîne peuvent être placés soit derrière les moises de guidage, soit dans un puits voisin, s'il en existe.

L'inconvénient principal de tous les procédés d'équilibre par câbles, c'est-à-dire le flottement et le ballottement du câble d'équilibre est ici évité puisque celui-ci ne dépasse pas la profondeur de 500 mètres. Il reste les autres inconvénients de ces systèmes, c'est-à-dire : brins nombreux circulant dans le puits et s'enroulant sur le tambour, guidage supplémentaire nécessaire sur une partie de la hauteur, emploi de quatre poulies, etc. On en trouve de nouveaux dont le plus important paraît résider dans l'amarrage de la chaîne sur le câble sans fin et le changement de sens des efforts dans cet amarrage. Ce câble sans fin lui-même, diminué en deux sens différents et de section uniforme sur une troisième partie, ne paraît pas d'une grande facilité d'exécution.

En somme, le procédé, très ingénieux au point de vue théorique, demande à être étudié au point de vue pratique. Une application et une période d'expérience seraient nécessaires pour mettre en valeur ses avantages et ses inconvénients, et permettre, si possible, de remédier à ceux-ci.

Tambours à diamètres variables.

Jusqu'à présent, dans les procédés d'extraction que nous avons étudiés employant le câble rond métallique, le tambour était cylindrique.

L'équilibre des moments était obtenu par l'adjonction de câbles supplémentaires circulant dans les puits, soit au-dessous des cages, soit latéralement. Ces systèmes ont tous l'inconvénient de compliquer les procédés d'extraction et d'encombrer les puits, d'augmenter les chances d'accidents et de devenir impraticables ou dangereux à de très grandes profondeurs.

Le moment étant la somme algébrique des produits

de la charge par les rayons d'enroulement, on peut obtenir son invariabilité, soit en laissant les rayons constants et en s'attachant à ne pas faire varier la charge (c'est le but qu'atteignent plus ou moins complètement les procédés que nous venons d'étudier), soit en laissant varier la charge, mais en faisant varier les rayons en sens inverse de façon à obtenir toujours le même produit.

Ce sont les procédés appliquant ce principe que nous allons décrire maintenant.

Dans l'emploi des câbles plats la variation du rayon d'enroulement s'obtient en faisant s'enrouler le câble sur lui-même ; on part d'un rayon faible et d'un poids à soulever maximum, pour arriver à un rayon final très grand et à une charge minima. Nous avons indiqué comment on calcule l'épaisseur du câble pour que l'équilibre soit obtenu.

En principe, il semble que l'on puisse obtenir le même résultat avec des câbles ronds, et, en effet, on a tenté l'expérience, mais pour de faibles profondeurs. Il y a à craindre qu'avec un trop grand nombre de spires superposées et une trop forte charge, les torons de câble ne s'écrasent et ne se détériorent. De plus, la bobine servant à l'enroulement doit avoir ses bras très rapprochés et ne laissant entre eux qu'un intervalle égal au diamètre du câble, sans quoi on peut redouter que l'enroulement ne se fasse pas dans de bonnes conditions. L'emploi du câble à section uniforme est seul permis. Le rayon minimum d'enroulement est déterminé par le diamètre du fil. Si nous prenons le câble non diminué que nous avons déjà calculé et dont le poids est de $4^{k},78$ le mètre, avec un diamètre de $40^{m}/^{m},7$, le fil étant de $2^{m}/^{m},4$ de diamètre, le rayon minimum d'enroulement devra être de $1.000 \times 0,0024$, soit $r = 2^{m},40$.

Le puits ayant 1.000 mètres de profondeur entre recettes, le rayon final R sera donné par l'équation

$$\pi R^2 - \pi r^2 = 1000 \times 0,0438$$

d'où

$$R = \sqrt{\frac{1000 \times 0,0438 \times \pi r^2}{\pi}}$$

$$R = 4^m,43.$$

Avec les données que nous nous sommes fixées, savoir :

Poids de la cage vide avec ses chariots...	3.000[k]
— de la charge....................	3.500
Charge totale...........	6.500
Poids de 1.000 mètres de câbles........	4.780

Le moment au démarrage, la cage pleine étant au fond est :

$$(6500 + 4780)2,40 + 30 \times 4,78 \times 2.40 - 3000 \times 4,22$$
$$- 30 \times 4,78 \times 4,43 = + 13491$$

Le moment à l'arrivée sera :

$$(6500 + 30 \times 4,78)4,43 - (3000 + 1030 \times 4,78)2,40$$
$$= + 10412$$

L'équilibre des moments n'est pas obtenu. En tous cas, il y a assez peu de variation pour qu'on puisse, grâce à la détente, proportionner le travail moteur au travail résistant.

La solution est donc très simple ; il est regrettable que la façon dont sont construits les câbles ronds ne permette pas de la mettre en pratique pour de grandes profondeurs.

Tambours coniques.

Puisque les spires du câble rond ne peuvent pas être superposées, on est amené à les juxtaposer et on en arrive à l'enroulement sur tambour conique ou spiraloïde. Ce système permet même d'obtenir l'équilibre parfait des moments.

Avec le tambour conique, on peut employer des câbles diminués, ce qui réduit au minimum la dépense des câbles d'extraction.

Soient : P le poids de la cage et des chariots vides,

p la charge utile,

q le poids par mètre du câble supposé de section uniforme,

r le rayon minimum d'enroulement déterminé par le diamètre des fils du câble d'extraction.

R le grand rayon d'enroulement à trouver,

L la hauteur du puits entre recettes,

l la distance de la molette à la recette.

Ecrivons la valeur du moment au démarrage, la cage pleine étant au fond :

$$[P + p + q(L + l)]\,r - [P + ql]\,R$$

Le moment à l'arrivée est :

$$(P + p + ql)R - [P + (L + l)q]\,r$$

Posons que le moment au départ est égal au moment à l'arrivée :

$$[P + p + q(L + l)]\,r - [P + ql]R = (P + p + ql)R - [P + (L + l)q]\,r$$

D'où :

$$R = \frac{2P + p + 2q(l + L)}{2P + p + 2ql}\,r$$

Le rayon moyen sera :

$$\frac{R + r}{2}$$

On pourra donc ainsi déterminer le nombre des spires, et, par suite, la largeur du tambour.

Cette largeur sera considérable si la profondeur l'est elle-même, et les tambours étant au nombre de deux, placés côte à côte, l'arbre qui les supporte devra être très long ; il en résultera pour lui, étant donnée la grosse charge qu'il a à supporter, un diamètre considérable.

De plus, le tambour étant très large, le câble se déplace à droite et à gauche du plan vertical médian d'une quantité importante qui fait que l'angle du câble avec ce plan dans ses positions extrêmes cesse d'être négligeable et provoque des frottements contre les parois de la gorge des poulies qui ont pour conséquence une usure rapide du câble et un mauvais enroulement.

On remédie à cet inconvénient en mettant la machine d'extraction très loin du puits; mais là encore on se heurte à une difficulté très sérieuse : si la distance du tambour à la molette est trop grande, il se produit dans la partie du câble comprise entre ces deux points des ballottements qui pourront le faire sortir de la gorge de la poulie ou de la rainure hélicoïdale dans laquelle il se dépose sur le tambour conique.

Le mieux est donc de chercher à diminuer la largeur du tambour; on y arrive en sacrifiant un peu l'équilibre des moments et en rendant le tambour cylindrique sur une partie de sa largeur, du côté du grand diamètre.

Dans ces conditions, il y aura un moins grand nombre de spires sur le tambour, puisque le développement de celles-ci sera plus long.

L'équilibre parfait des moments n'est pas obtenu, mais on évite les moments négatifs. On peut en tous cas se

rapprocher le plus qu'on le veut de l'équilibre, en diminuant la largeur de la partie cylindrique du tambour.

Quant aux dimensions de l'arbre, il est possible de les réduire considérablement en plaçant chaque tambour sur un arbre distinct, et disposant ceux-ci l'un derrière l'autre.

Il en résulte une complication de la machine, bien compensée par l'avantage que l'on retire de cette disposition.

Nous avons supposé jusqu'à présent que les câbles étaient de section uniforme ; il est préférable d'employer des câbles diminués. Le calcul des diamètres du tambour se fera dans ce cas en prenant pour poids du mètre courant de câble, le poids moyen de celui-ci ; on arrive ainsi à une approximation suffisante.

Nous allons, pour permettre la comparaison des différents procédés d'extraction, faire le calcul des câbles et des tambours coniques, en supposant (Fig. 10) :

$$L = 1.000^{m}$$
$$l = 30^{m}$$
$$P = 3.000^{k}$$
$$p = 3.500^{k}$$
$$d = 0,0085$$
$R = 180^{k}$ par millimètre² pour le fil et $180 \times \frac{7}{8}$ pour le fil câblé.

$$\frac{1}{m} = \frac{1}{8}$$

qui correspondent à l'exemple que nous avons pris jusqu'à présent.

Calcul du câble diminué. — Nous admettrons que le câble est formé de 6 tronçons cylindriques, que sa longueur totale est de 1150 mètres et qu'il se compose de fil n° 16, soit de $0^{m},0027$ de diamètre.

Nous prendrons pour le tronçon du gros bout une longueur de 130 mètres et pour les autres 200 mètres,

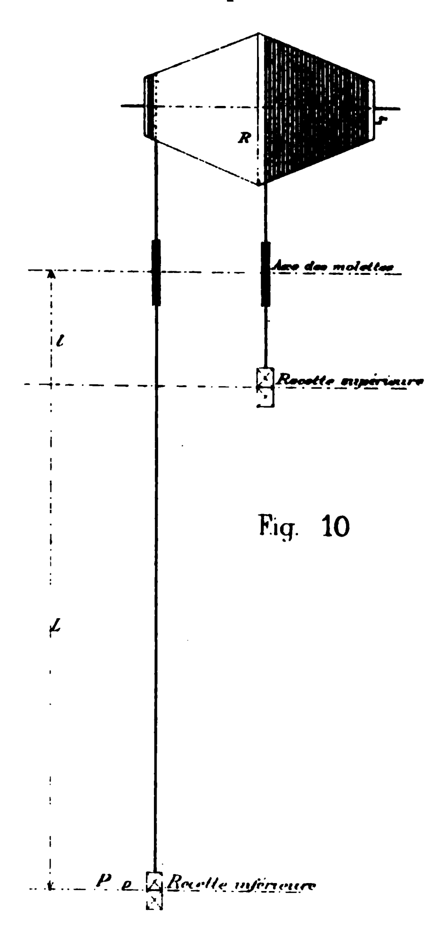


Fig. 10

sauf à les modifier dans le courant du calcul pour la plus complète utilisation de la matière.

Commençons par le petit bout.

1er tronçon. — Si s est la section métallique du *tronçon* considéré, on a :

$$s\frac{R}{m} = P + p + s\delta \times 200$$

Nous négligeons le poids de l'âme

$$s = \frac{P + p}{\frac{R}{m} - 200\delta} = \frac{6500}{\frac{180 \times 7}{8 \times 8} - 200 \times 0{,}0085}$$

$s = 360^{mm^2}$.

La section d'un fil n° 16 étant de $5^{mm^2},725$, il faudra au minimum

$$\frac{360}{5.725} = 63 \text{ fils.}$$

On prendra par exemple 9 torons de 7 fils, soit 63 fils.

Le diamètre de l'âme en chanvre de chaque toron sera de $1{,}60 \times 2{,}7$ (1) $= 4^{mm},3$.

Le diamètre du toron sera 9^{mm}.

Le diamètre du câble $35^{mm},6$.

Le poids métrique du 1er tronçon comprend :

1° Le poids de la section métallique

$$63 \times 5{,}725 \times 0{,}0085 \quad = \quad 3^k,065$$

2° Le poids de 9 âmes de toron

$$\pi \times \frac{\overline{4{,}3}^2}{4} \times 0{,}001056\,(^1) \times 9 \quad = \quad 0\ ,138$$

3° Le poids de l'âme centrale

$$\pi \frac{\overline{(38{,}4 - 2 \times 9{,}7)}^2}{4} \times 0{,}001056 \quad = \quad 0\ ,305$$

Poids métrique du 1er tronçon $3^k,508$

(1) Tableaux de renseignements de Châtillon et Commentry.

2e tronçon. — Pour le 2e tronçon, en supposant aussi 200 mètres, on a :

$$s \times \frac{R}{m} = 6500 + 200 \times 3,508 + s\delta \times 200$$

$$s\left(\frac{R}{m} - \delta \times 200\right) = 6500 + 200 \times 3,508$$

$$s = \frac{6500 + 200 \times 3,508}{\frac{R}{m} - \delta \times 200}$$

$$s = 399^{mm^2}$$

Le nombre de fils sera :

$$\frac{399}{5,725} = 70 \text{ fils.}$$

Le câble étant à 9 torons, il faudra 8 fils par toron.
Le diamètre de l'âme de chaque toron sera de :

$$2,00 \times 2,7 = 5^{mm},4$$

Le diamètre du toron $= 9^{mm},7$
Le diamètre du câble $= 38^{mm},5$.

Le poids sera de :

1° Le poids métallique

$$72 \times 5,725 \times 0,0085 = 3^{k},503$$

2° Le poids de 9 âmes

$$\pi \frac{\overline{5,4}^2}{4} \times 9 \times 0,001056 = 0,217$$

3° Le poids de l'âme centrale

$$\pi \frac{\overline{(12,7 - 21,6)}^2}{4} \times 0,001056 = 0,367$$

soit au total $4^{k},087$ le mètre.

La section utile étant de $72 \times 5{,}725 = 412^{mm^2}$, on pourrait faire supporter en travaillant au $\frac{1}{8}$ un poids de 8.137^k au lieu de :

$$6.500 + 200 \times 2{,}508 + 200 \times 4{,}087, \text{ soit } 8.019^k.$$

La longueur du tronçon pourra donc être augmentée de :

$$\frac{8137 - 8019}{4{,}087} = 28 \text{ mètres.}$$

Le 2ᵉ tronçon aura une longueur de 228 mètres.

3ᵉ tronçon. — En suivant la même méthode de calcul (1) ce tronçon aura :

225 mètres de long.

Il se composera de 9 torons de 9 fils soit 81 fils donnant une section métallique de 463^{mm^2}.

Le poids métrique sera de	$4^k{,}352$.
Diamètre du toron.......	$10^{mm}{,}7$.
Diamètre du câble........	$42^{mm}{,}3$.

3ᵉ tronçon. — Longueur 200 mètres.

9 torons, 10 fils, soit 90 fils..	515^{mm^2}
Poids métrique.............	$4^k{,}859$
Poids du tronçon...........	$991^k{,}8$
Diamètre du toron.........	$11^{mm}{,}4$
Diamètre du câble..........	$45^{mm}{,}1$

4ᵉ tronçon. — La longueur du câble à partir de la bobine est de 1030 mètres. On admet que 25 mètres

(1) Cette méthode est indiquée par M. Ledoux, ingénieur en chef des Mines, dans son cours d'exploitation à l'Ecole nationale supérieure des Mines.

sont coupés peu à peu pour réfection de la patte; on devra donc calculer le 5e tronçon en supposant que la partie supérieure aura à supporter 1055 mètres de câble; la partie supplémentaire de câble nécessaire pour atteindre la longueur totale de 1150 mètres admise aura la même section que le 5e tronçon.

Les 4 premiers tronçons ont une longueur totale de

$$200 + 228 + 225 + 200 = 853 \text{ mètres.}$$

La section du 5e devra donc être calculée en comptant sur une longueur de 1055 — 853 = 202 mètres.

On trouve de cette manière que le poids métrique du câble dans cette partie est de $5^k,136$.

Il peut être formé de 9 torons de 11 fils, section .... 566^{mm^2}
Diamètre du toron............... $12^{mm},3$
Diamètre du tronçon............. $48^{mm},7$

Le 5e tronçon aura une longueur de 202 mètres augmentée de la partie supplémentaire de 1150 — 1055 = 95 mètres, soit au total de 297 mètres.

En résumé, le câble sera composé de la manière suivante :

1er tronçon	200^m,	9 torons,	7 fils, poids mét.	$3^k,508$,	diam. $35^{mm},6$
2e —	228	9	8	4 ,087	$38^{mm},5$
3e —	225	9	9	4 ,352	$42^{mm},3$
4e —	200	9	10	4 ,859	$45^{mm},1$
5e —	297	9	11	5 ,136	$48^{mm},7$
	1150		poids métrique	$4^k,43$	

Le poids total du câble est de......... 5.109^k
Le poids des 1030^m utilisés est de..... 4.492
Le poids moyen du mètre de la partie utilisée................................ 4 361

Calcul du tambour conique.

Le rayon minimum d'enroulement devant être égal à 1.000 fois le diamètre du fil, et celui-ci étant de $2^{mm},7$, sera

$$r = 1000 \times 2,7 = 2^{m},70$$

Si R est le rayon maximum, en appliquant la formule d'équilibre que nous avons établie

$$R = \frac{2P + p + 2q(l + L)}{2P + p + 2ql} r$$

on trouve

$$R = 1,90\, r = 5^{m},13$$

Le rayon moyen du tambour sera de

$$\frac{R + r}{2} = \frac{5,13 + 2,7}{2} = 3^{m},915$$

Et la circonférence moyenne de

$$2\pi \times 3.915 = 24^{m},60$$

Pour enrouler les 1.000 mètres de câble représentant la distance entre recettes, il faut approximativement

$$\frac{1000}{24,6} = 40,7 \text{ spires.}$$

A ce nombre, il faut ajouter :

1° Les spires nécessaires pour enrouler la partie de réserve du câble sur le petit bout. Cette réserve est de 60 mètres, soit 3 spires 1/2 ;

2° La partie de câble allant du tambour à la recette ; cette longueur est de 90 mètres, soit 2 spires 8/10.

Le nombre total de spires à mettre sur le tambour sera donc d'environ

$$40,7 + 3,5 + 2,8 = 47 \text{ spires.}$$

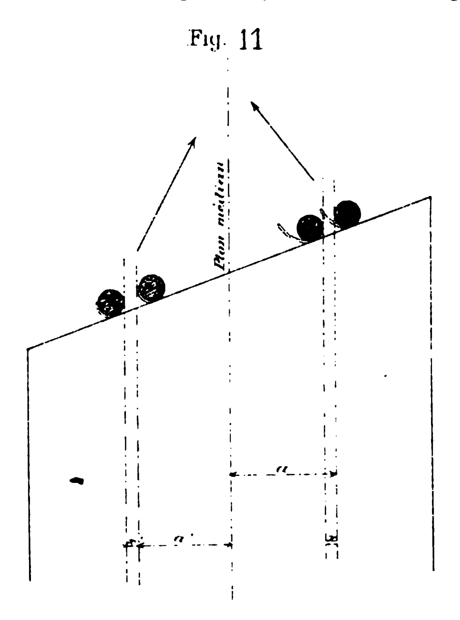
Et le tambour se composera d'une partie cylindrique de 3 spires du côté du grand rayon et d'une partie tronconique de 44 spires du côté du petit rayon, la troisième de ces spires devant avoir un rayon de $2^m,70$.

Dans ces conditions, l'équilibre des moments sera suffisamment établi.

Détermination de la largeur des spires et du tambour.

Lorsqu'on emploie les tambours coniques ou cylindro-coniques, les câbles se déposent à la surface de ceux-ci, dans une rainure en fer profilé, enroulée en spirale sur

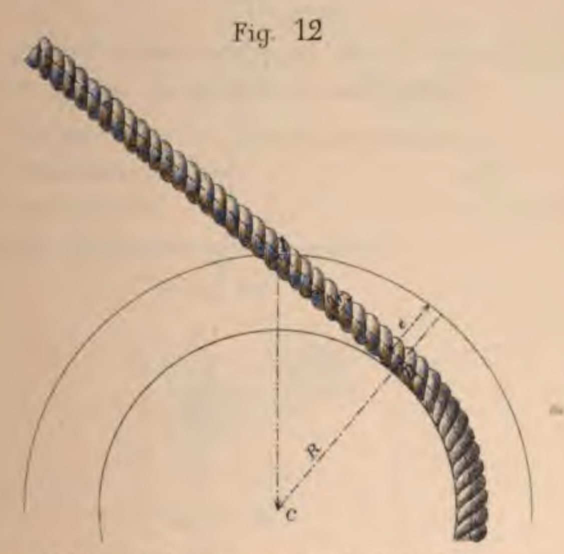
Fig. 11



leur carcasse métallique. Les joues de ces rainures sont sensiblement parallèles, au moins sur une faible longueur, au plan vertical médian passant par la molette. Le câble, au contraire, par suite de son déplacement, ne se trouve dans ce plan que pour une seule spire (et encore, s'il en existe un nombre impair) et il

lui est d'autant plus oblique qu'il s'en éloigne davantage. Il en résulte que si la rainure épouse exactement le câble, celui-ci frottera contre l'une des parois, ce qui sera nuisible à sa conservation. Il y a donc lieu de donner à la rainure un jeu suffisant pour éviter ce frottement, et ce jeu devra être d'autant plus grand que le câble sera plus éloigné du plan médian. Nous sommes amenés ainsi à calculer pour chaque spire la largeur de la rainure hélicoïde. Si nous examinons la Fig. 11, nous voyons que dans les spires situées entre

Fig. 12



le plan médian et la grosse extrémité du tambour, le jeu x devra être laissé entre le câble et sa propre gorge; tandis que, dans l'autre partie, le jeu devra exister entre le câble et la spire précédente.

Avant de calculer x et x', déterminons à quelle distance du point de tangence, ces brins de câble viendront rencontrer l'arête supérieure de la rainure.

Soient $2r$ le diamètre du câble, R le rayon du tambour au point considéré, AB l'axe du brin (Fig. 12),

e, la saillie de la rainure sur l'axe du câble. Celui-ci rencontre l'arête de la gorge en A, tel que

$$AB = y = \sqrt{(R + r + e)^2 - (R + r)^2}$$

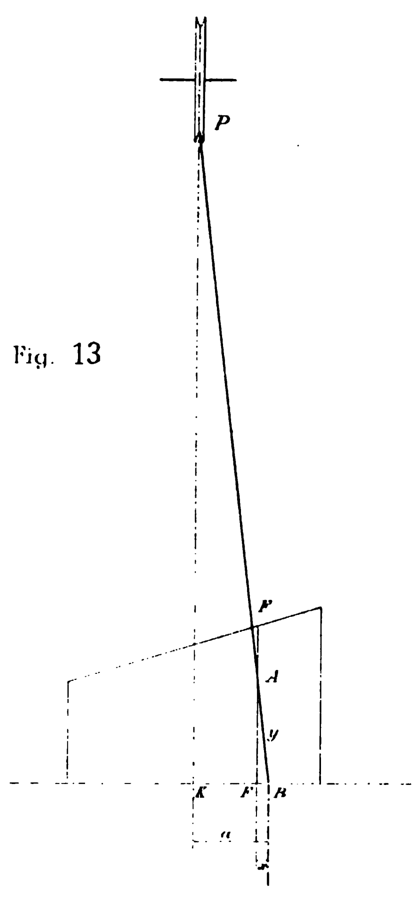


Fig. 13

Cette valeur de y va nous permettre de déterminer x et x'.

Dans la Fig. ci-contre (Fig. 13) :

P représente la poulie ;

PB le brin de câble de longueur L ;

FF la paroi de la rainure ;

BA est la longueur y ;

x est le jeu nécessaire pour éviter le frottement ;
BK = a, la distance du câble au plan médian.

Une comparaison de triangles nous donne

$$\frac{x}{y} = \frac{a}{L}$$

d'où

$$x = \frac{a y}{L}$$

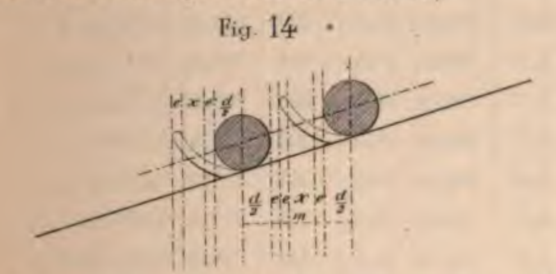
En opérant de même sur l'autre partie du tambour, nous aurions trouvé

$$x' = \frac{a\ y}{L - y}$$

x et y étant déterminés, pour avoir la distance séparant deux spires, on ajoutera à leur valeur

1° L'épaisseur du fer formant la rainure (e) ;
2° Le diamètre du câble (d) ;
3° Un certain jeu (e') que l'on se donnera de chaque côté de celui-ci ;

Fig. 14



La largeur (m ou m') de la spire sera donc (Fig. 14),

$$m = x + d + e + e' + e'$$
$$m' = x + d + e + e' + e'$$

Nous donnons ci-dessous le tableau des largeurs de spires pour l'exemple que nous avons choisi, en supposant que le fer profilé entrant dans la construction de la gorge hélicoïde a 8^{mm} d'épaisseur à l'extrémité ; que cette gorge fait saillie de 0,01 sur le rayon du câble et que le jeu supplémentaire laissé de chaque côté de celui-ci est de $2^{mm},5$.

Nos des SPIRES	RAYON de chaque SPIRE	Longueur de la CIRCONFÉRENCE	Diamètre du CABLE	VALEUR de y	VALEUR de a ou de a'	VALEUR de x ou x' — $x = \frac{ya}{H}$	LARGEUR des SPIRES
	mètres	mètres	millimètres	millimètres	millimètres	millimètres	millimètres
24	3.91	24,56	45,1	»	»	»	24,5 moitié de la largeur de la spire.
25	3,97	24,94	45,1	283	58,1	0,32	58,4
26	4,03	25,32	42,3	285	116,2	0,65	55,3
27	4,09	25,68	42,3	287	172.5	0,99	56 »
28	4,15	26,06	42,3	289	228.8	1,32	56,6
29	4,21	26,44	42,3	291	285,1	1,66	56,9
30	4,27	26,82	42,3	293	241,1	2 »	57,3
31	4,33	27,20	42,3	295	397,7	2,34	57,6
32	4,39	27,58	42,3	297	454 »	2,69	58 »
33	4,45	27.96	42,3	299	510,3	3,05	58,3
34	4,51	28,32	42,3	301	566,6	3,41	58,7
35	4,57	28,70	38,5	303	622,9	3,77	54,8
36	4,63	29,08	38,5	305	674,4	4,11	55,6
37	4.69	29,46	38,5	307	725,9	4,45	55,9
38	4,75	29,84	38,5	309	777,4	4,80	56,3
39	4,81	30,22	38,5	311	828,9	5,15	56,6
40	4,87	30,58	38,5	313	880,4	5,51	57,1
41	4,93	30,96	38,5	315	931,9	5,87	57,3
42	4,99	31,34	35,6	316	983,4	6,21	54,6
43	5,05	31,72	35,6	318	1031,2	6,55	55,1
44	5,11	32,10	35,6	320	1079,8	6,91	55,5
45	5,13	32,22	35,6	321	1128,4	7,24	55,8
46	5,13	32,22	35,6	321	1177 »	7,55	56,1
47	5,13	32,22	35,6	321	1225,6	7,86	64,4

Nos des SPIRES	RAYON de chaque SPIRE	Longueur de la CIRCONFÉRENCE	Diamètre du CABLE	VALEUR de y	VALEUR de a'	VALEUR de x' $x' = \frac{a\,y'}{H-y'}$	LARGEUR des SPIRES
	mètres	mètres	millimètres	millimètres	millimètres	millimètres	millimètres
24	3,91	24,56	45,1	280	»	»	33 moitié
23	3,85	24,18	45,1	278.	23,0	0.10	58,2
22	3,79	23.80	45.1	276	81,2	0,45	58,5
21	3,73	23,42	45,1	274	139,7	0,77	58,8
20	3,67	23,14	45,1	272	198.5	1,08	59,1
19	3,61	22,68	45,1	269	257,8	1,39	59,4
18	3,55	22,30	45,1	267	317,3	1,70	59,8
17	3,49	21,92	48,7	265	377,1	2,00	63,7
16	3,43	21,54	48,7	263	440,8	2,33	64,0
15	3,37	21,16	48,7	261	504.8	2,64	64,3
14	3,31	20,78	48,7	258	569,1	2,95	64,6
13	3,25	20,42	48,7	256	633,7	3,25	64,9
12	3,19	20,04	48,7	253	698,6	3,55	65,2
11	3,13	19,66	48,7	251	763,8	3,85	65,5
10	3,07	19,28	48,7	249	829,3	4,15	65,8
9	3,01	18,90	48,7	246	895,1	4,42	66,1
8	2,95	18,52	48,7	244	961,2	4,71	66,4
7	2,89	18,14	48,7	242	1027,6	5.00	66,7
6	2,83	17,78	48,7	239	1094,3	5,23	66,9
5	2,77	17,40	48,7	237	1161,2	5,53	67,2
4	2,71	17,02	48,7	234	1228,4	5,77	67,4
3	2,65	16,64	48,7	231	1295.8	6,00	67,7
2	2,59	16,26	48,7	229	1363,5	6.27	67,9
1	2,53	15,88	48,7	226	1431,4	6,50	68,2

Il résulte de ce tableau que le tambour ainsi calculé doit avoir une largeur utilisée par le câble de $2^{m},85$ au minimum; en réalité cette largeur sera plus considérable parce que, de même qu'il est impossible de faire un câble métallique uniformément diminué, de même il est peu pratique d'enrouler la spire servant de gorge au câble de la façon indiquée par le calcul; on composera les spires de tronçons de largeurs constantes.

Si l'on considère que les tambours sont doubles, que pour les facilités de réglage des câbles, ou les opérations diverses à effectuer dans le puits, il est nécessaire de les rendre fous sur leur arbre; que, d'autre part, il y a à ajouter à leur largeur celle des poulies de frein, etc., on arrive au total à une portée de l'arbre des tambours qui sera considérable. Les dimensions des tambours, leur construction robuste, les charges à supporter, font que le poids total de ces engins est énorme; on arrive pour des puits de 1.000 mètres à des charges sur l'arbre dépassant 150 tonnes; et à une longueur de celui-ci atteignant $9^{m},50$, 10 mètres et plus, ce qui exige un diamètre pratiquement inabordable.

On est donc réduit, soit à abandonner l'équilibre complet des moments en se contentant de supprimer les moments négatifs par l'emploi des tambours cylindro-coniques; soit, ce qui est préférable, à sectionner l'arbre et à placer les tambours l'un derrière l'autre.

Les deux solutions ont été employées, et il semble finalement que l'avantage doive rester aux tambours placés l'un après l'autre, malgré la complication qui en résulte pour la machine; complication qui n'introduit du reste aucun organe délicat et qui se traduit seulement par une dépense plus grande d'installation. Cette augmentation de dépense n'est d'ailleurs pas aussi importante qu'elle le paraît. On a bien, il est vrai, deux arbres au lieu d'un, mais chacun de ces arbres a une

longueur deux fois plus petite et une charge à supporter aussi deux fois plus petite; leur prix sera donc bien inférieur à celui d'un arbre unique de 10 mètres de portée et de $0^{m},80$ de diamètre au milieu, pièce peu maniable et coûteuse d'exécution. La différence permettra donc de parer en partie à la dépense supplémentaire des quatre bielles et des deux balanciers employés à Preussen, par exemple.

L'emploi des tambours coniques ou cylindro-coniques placés sur le même arbre a été jusqu'à ce jour très usité pour les grandes profondeurs, alors que le procédé des tambours placés sur des arbres parallèles n'a reçu pour des puits profonds que deux applications : la première à Preussen (Westphalie), dans une installation remarquable étudiée par M. Tomson, la deuxième à Ronchamp, où l'on en est encore à la période de construction.

Parmi les installations qui, à notre connaissance, emploient les câbles métalliques sur tambour conique ou cylindro-conique, nous citerons :

Le puits Zollverein n° 4 (Westphalie), installé pour 800 mètres de profondeur. — Les tambours sont coniques, tout en fer; chacun d'eux a un diamètre au gros bout de 11 mètres, au petit bout de 7 mètres. La largeur de chaque tambour est de deux mètres ; il y a sur chacun d'eux 27 spires, formées d'un fer profilé rivé sur la paroi conique du tambour. Les câbles sont en acier à grande résistance, leur charge de rupture est de 80.000 kilos. Les cages, à quatre étages, ne portent qu'un chariot par étage. L'installation est double dans le même puits, c'est-à-dire qu'il y a deux machines fonctionnant séparément, placées obliquement l'une par rapport à l'autre, et actionnant chacune deux cages.

Les machines d'extraction sont du genre compound.

Le gros cylindre ayant 1^{m},350 de diamètre ;
le petit — — 0^{m},940 —
la course est de 2^{m},10, et la pression de vapeur aux chaudières 10 à 11 kilos.

La distribution est à soupape.

Puits Hugo (Westphalie). — 600 mètres de profondeur.

Dans ce puits, les tambours spiraloïdes placés sur le même arbre ont :

9^{m},05 au gros bout ;
3^{m},60 au petit bout. Leur largeur est de 2 mètres.

Les tambours sont métalliques entièrement et reçoivent un câble diminué rond, en fil d'acier ayant :

45 millimètres au gros bout ;
38 millimètres au petit bout ;
et formés de 7 torons de 14 fils n° 14 au petit bout.

La production journalière de 1.000 tonnes s'obtient à une vitesse moyenne de 12 mètres par seconde, à l'aide de cages contenant quatre chariots de charbon, soit 2.000 kilos ; le poids mort total est de 5.337 kilos.

Puits Preussen (Westphalie). — Ce puits est installé pour faire une extraction à 800 mètres de profondeur, mais sa machine est calculée pour permettre l'extraction à 1.200 mètres par câbles en fils d'acier de 180 kilos de résistance, diminués de 100 mètres en 100 mètres.

Les tambours coniques devraient avoir pour cette profondeur un rayon de 2^{m},75 au petit bout et de 5^{m},50 au gros bout pour des câbles composés de fils de 2^{mm},6 de diamètre.

Actuellement, les tambours ont 2^{m},75 et 5 mètres de rayon et une largeur de 2^{m},80.

La charge se compose de :

1 cage d'extraction...	5.200 k
8 chariots vides..............	2.800
Charge de houille............	4.400
Poids du câble (833m).........	7.600
	20.000 k

L'acier employé pour les fils est de 150 kilos de résistance. La vitesse moyenne de la machine est de 10 mètres par seconde. Les tambours cylindro-coniques, au lieu d'être placés sur le même arbre, ce qui nécessiterait pour celui-ci un diamètre et une portée considérables, sont placés l'un derrière l'autre sur deux arbres parallèles, ayant chacun une portée de 5 mètres d'axe en axe des paliers et un diamètre de 0,60 au milieu.

Les tambours sont entièrement métalliques, formés d'une armature en fer, fixée sur des tourteaux en fonte, fous sur l'arbre ; la couronne est en tôle rivée sur l'armature et reçoit un fer profilé enroulé en spirale qui constitue la gorge d'épaisseur variable devant recevoir le câble de 50 millimètres de diamètre.

La distance d'axe en axe des tambours est de 9m,20 ; ils sont actionnés par des bielles et des balanciers à trois bras, animés d'un mouvement circulaire alternatif, qu'ils reçoivent directement des pistons de la machine par les bielles motrices.

La Fig. 3, Pl. I, donne une idée de la disposition générale de ce mécanisme.

La machine verticale est à deux cylindres compound ; ses bielles communiquent aux balanciers un mouvement circulaire alternatif transformé pour les tambours en circulaire continu par l'intermédiaire des bielles et manivelles.

La longueur de celles-ci étant 1, celle des branches du balancier qui les commande est de 2.

Des freins à mâchoires sont placés sur chaque tambour et fonctionnent automatiquement lorsque la cage arrive dans le chevalement.

Mine Tamarak. — L'application la plus importante, pour une mine profonde, de câbles ronds métalliques et tambours coniques, est celle du Tamarak (Lac Supérieur (1).

Les données de cette installation sont les suivantes :

Monter d'une profondeur de...	1.800^{m}
à une vitesse de...............	20^{m} par seconde,
une charge totale de...........	9.000^{k}
comprenant :	
Cage vide.............	1.900^{k}
Deux wagonnets......	1.800
Minerai	5.300

Le câble en acier a 58 millimètres de diamètre et s'enroule sur un tambour cylindro-conique. Le petit diamètre de ce tambour est de 4^{m},77, et la partie cylindrique a 7^{m},62.

La longueur totale des tambours est de 7^{m},46 et leur poids de 136 tonnes.

L'arbre a un diamètre au milieu de 0^{m},60, ses portées dans les paliers ont 1^{m},07 $\times$ 0^{m},61.

Pour empêcher les flexions de l'arbre, dont le diamètre au milieu est relativement faible, on a utilisé le tambour lui-même pour lui donner de la raideur. Les tourteaux en fonte sont réunis par des boulons ; de plus, la partie centrale de l'arbre reçoit un manchon qui est relié par des tirants en diagonale à la périphérie du tambour.

(1) *Bulletin de la Société d'Encouragement pour l'industrie nationale,* t. IV, n° 10, 5e série.

La Pl. II que nous empruntons au *Bulletin de la Société d'encouragement pour l'Industrie nationale*, représente la disposition adoptée pour la construction des tambours.

L'arbre est commandé par une machine à quatre cylindres inclinés à 45°, disposés deux à deux de chaque côté et actionnant des manivelles décalées à 135° (voir Pl. II). Ces cylindres, à enveloppe de vapeur, ont 860 millimètres de diamètre et $1^m,52$ de course ; la distribution est du type Corliss.

La pression effective moyenne est de 2 k. 8, et la machine faisant 51 tours par minute donne une force indiquée de 2250 chevaux.

La mine Tamarak n'exploite pas encore à 1800 mètres, mais elle extrait ses minerais de cuivre depuis 1395^m, ce qui est la plus grande profondeur à laquelle l'homme ait pénétré jusqu'à ce jour.

L'installation toute récente a été exécutée par les ateliers Nordberg, de Chicago, et si elle ne répond pas de tous points à ce que l'on pourrait désirer pour une mine profonde, elle n'en est pas moins remarquable par son importance et la façon dont se trouve résolu le problème d'extraction à grandes profondeurs.

Avant de pousser plus loin cette étude, nous allons résumer ce que nous avons dit à propos de l'emploi des câbles et, par la comparaison des divers systèmes exposés, essayer de déterminer quel est celui qui donne la solution la plus pratique.

Nous avons d'un côté le câble diminué en aloès, de l'autre le câble rond métallique, diminué ou non, avec emploi de cordes d'équilibre ou de tambours coniques ou cylindro-coniques.

Pour établir la comparaison, nous avons rassemblé dans le tableau ci-joint, les résultats de calcul que nous

DÉSIGNATION du système.	LONGUEUR de câbles nécessaire.	COMPOSITION	POIDS métrique moyen.
Câbles plats aloès diminués.	2 câbles de 1.105 m. soit 2.210 m.	Gros bout 0m,453/0m,058 Petit bout 0m,216/0m,030	13k,70
Câbles acier ronds non diminués tambour cylindrique.	2 câbles de 1.150 m. soit 2.300 m.	8 torons, 17 fils, n° 15. Diamètre 43mm,8.	5,779
Câbles acier ronds diminués tambour cylindrique.	2 câbles de 1.150 m. soit 2.300 m.	9 torons. 1er tronçon. 7 fils. 2e — 8 — 3e — 9 — 4e — 10 — 5e — 11 —	4,43
Câble acier rond système Kœpe.	2.202 mètres.	8 torons, 17 fils, n° 15. Diamètre 43mm,8.	5,779
Câbles acier non diminués avec tambour cylindrique et câble sous les cages.	2 câbles acier de 1.150m soit 2.300 Câble d'équilibre en fer........ 1.030 Total.... 3.330	Câbles acier. 8 torons, 17 fils, n° 15 Diamètre 43mm,8. Câble d'équilibre plat en fer.	Câble acier 5,7 Câble fer 5,7
Câbles acier non diminués système à corde d'équilibre Monopol I.	2 cab. d'extraction 2.300m 1 cordelette.... . 1.185 1 câble d'équilibre 1.030 Total 4.515	8 torons, 17 fils 2mm,4 9 torons, 19 fils de 2mm Câble plat.	5,78 5,06 10,78
Système Lindenberg.	Pas applicable à 1.000 mètres		
Câbles diminués. Tambour conique.	2 câbles de 1.150 m. soit 2.300 m.	torons fils mm 1er tronçon 9 7 2,7 2e — 9 8 » 3e — 9 9 » 4e — 9 10 » 5e — 9 11 »	4,43

POIDS total des câbles.	RÉSISTANCE moyenne.		RAYONS des tambours ou poulies.	MOMENTS		Nombre de tours de machine par cordée.	DÉPENSE de câble par an.
	Rupture.	Emploi.		au départ.	à l'arrivée.		
30.292ᵏ	800ᵏ	1/9ᵉ	Petit rayon 1ᵐ,048 Grand rayᵒ 3ᵐ,819	+ 8.517	+ 8.519	49,4	27.262ᶠ » à 180ᶠ les 100 k.
13.291	157.5	1/8ᵉ	4 mètres.	+37.116	− 9.116	39,7	5.980 »
10.218	157,5	1/8ᵉ	4 mètres.	+31.548	− 3.548	39,7	4.598 »
12.725	157,5	1/8ᵉ	4 mètres.	+14.000	+14.000	39,7	5.726 »
13.291 5.952 19.243	157,5 »	1/8ᵉ »	4 mètres.	+14.000	+14.000	39,7	Acier 5.980 » Fer . 2.976 » 8.956 »
13.291 5.925 11.103 30.319	157,5 157,5 »	1/8ᵉ 1/8ᵉ »	4 mètres.	+14.000	+14.000	39,7	Acier 8.647 » Fer . 5.551 » 14.198 »
dans l'exemple choisi.							
2×5109=10218	180 pour les fils 157,5 pour le câble.	1/8ᵉ	Petit rayon. 2ᵐ,70 Grand rayon 5ᵐ,13	+13.750	+13.655	40,7	4.598 » à 90 les 100 k.

avons obtenus dans l'étude des divers procédés, en supposant :

Un puits de 1000 mètres de profondeur ;

Une charge brute de 6500 kg. comprenant

Une cage vide......	1960 kg.
4 chariots vides.....	1040
Charge.............	3500
	6500 kg.

Nous avons admis dans ce tableau que les câbles duraient deux ans dans les conditions où ils sont employés ;

Que le prix de 100 kg. de câble en aloès est de 180 francs ;

Celui de 100 kg. de câble en acier, de 90 francs ;

Et celui de 100 kg. de câble en fer, de 50 francs ;

Ces prix sont tous exagérés ; ce sont ceux du moment, beaucoup plus élevés que ceux de la moyenne des dix dernières années, mais ils peuvent se comparer entre eux.

L'examen de ce tableau nous fait éliminer tout d'abord les tambours cylindriques avec câbles ronds, diminués ou non, qui donnent des moments négatifs. Les appareils à câble d'équilibre ne présentent pour les grandes profondeurs aucun avantage sur les autres systèmes : ils ne produisent pas un meilleur équilibre des moments ; ils ne permettent pas des machines plus faibles (quoique toutefois moins coûteuses à cause des tambours), mais en revanche ils coûtent plus cher d'entretien et présentent plus de chances d'accidents, tout en étant d'une complication plus grande. D'autre part, les câbles pendant dans le puits ou circulant sous les cages sont impraticables lorsque la profondeur devient grande, en raison des ballottements occasionnés par les vitesses considérables de marche. Il faut donc les abandonner.

Cette dernière restriction ne s'applique pas au système Desprez, mais elle rend impraticable le procédé Kœpe. Il ne reste donc en présence que *le câble plat en aloès* et *le câble rond en acier diminué avec tambour conique* ou cylindro-conique.

La dépense annuelle de câbles est beaucoup plus considérable avec l'aloès qu'avec l'acier, six fois plus grande en prenant pour l'aloès les coefficients d'emploi indiqués par M. Ch. Vertongen en 1890, et que nous avons appliqués à notre exemple ; cinq fois plus grande en prenant les chiffres que certains constructeurs adoptent maintenant (85 kg. au gros bout et 93 au petit bout).

Nous avons admis, dans la comparaison que nous avons faite, que les câbles en aloès et les câbles en acier étaient susceptibles de fournir le même travail.

Pour les premiers de ces câbles, un travail utile de 150 milliards de kilogrammètres et une durée de 600 jours sont tout à fait exceptionnels. Pour les câbles en acier, ces chiffres sont souvent dépassés dans les installations nouvelles bien faites, munies de molettes à jantes bien dressées de grand diamètre (5 à 6 mètres) et de tambours de 6 à 10 mètres. M. Tomson constate que dans le district de Dortmund, pour des installations de ce genre, le travail a été de 353 milliards de kilogrammètres pour les câbles ronds en acier, en 1895, et de 368 milliards en 1896, avec des durées respectives de 560 et 713 jours.

Il faut donc, pour donner la préférence à l'aloès sur l'acier, que l'emploi du premier présente des avantages justifiant ce supplément de dépense.

Ces avantages existent-ils ? C'est ce que nous allons examiner.

Il y a d'abord *la question de sécurité*. On a été en France, jusqu'à ce jour, assez réfractaire à l'emploi du câble rond en acier. L'ancienne formule : « le câble en

acier casse sans prévenir, l'aloès prévient toujours avant de se rompre », a encore des adeptes. La vérité est que la manière de surveiller un câble en acier n'est pas la même que celle que l'on doit employer pour un câble en aloès. C'est donc simplement une question d'éducation du personnel chargé de la surveillance. D'ailleurs, la formule ci-dessus est inexacte. Si elle était juste, il faudrait en conclure que toutes les ruptures de câbles en aloès sont dues à un défaut de surveillance.

Le câble en acier prévient du moment où il est susceptible de se rompre inopinément; il suffit de l'interroger, et l'interrogation est à la portée de tout le monde. Il est d'un usage universel de refaire fréquemment la patte d'attelage des câbles, qu'ils soient en textile ou en métal. On en coupe à cette occasion un mètre ou deux. Beaucoup de mines, employant les câbles en aloès, font régulièrement des essais à la traction pour déterminer la résistance, et c'est le résultat de ces essais, bien plus que l'aspect du câble ou la façon dont il se comporte, qui décide de l'opportunité de son remplacement.

Une mine, qui attendra, pour changer ses câbles en textile, que des indices visibles, tels que rupture d'un nombre important de torons ou allongement anormal se produisent, aura un jour ou l'autre des ruptures inopinées. Il ne faut donc pas trop compter sur ces symptômes si l'on ne veut pas s'exposer à des déboires.

Pour le câble en acier, l'essai régulier est non seulement à recommander, comme pour l'aloès, mais il est indispensable. Toutes les fois que l'on renouvelle la patte du câble, et cette opération doit prudemment se faire tous les mois, on essaie tous les fils sans exception :

1° A la traction ;

2° A la flexion dans un étau à mâchoires de 5 à 10 millimètres de rayon ;

3° A la torsion.

Tout fil qui ne répond pas à l'une des trois conditions de résistance que l'on s'est imposées et qui dépendent de la nature du métal que l'on a choisi doit être considéré comme n'existant plus dans le câble.

Après cette élimination, les fils restant doivent présenter un total de résistance tel qu'ils ne travaillent pas au-dessus du taux d'emploi minimum que l'on s'est fixé. S'il en est autrement, le câble doit être remplacé.

Bien entendu, des visites régulières et soignées doivent être faites tous les jours, que l'on emploie telle matière ou telle autre. Si des ruptures anormales se produisent dans les fils ou les torons, ruptures ne pouvant être imputées à une cause accidentelle, c'est un indice certain du mauvais état de la matière du câble, et il convient alors de prendre toutes précautions. Mais cette surveillance de tous les instants n'est pas exclusive aux câbles en acier, elle doit s'appliquer aussi aux câbles en textile :

« Les câbles en textile, insuffisamment surveillés, « peuvent se rompre inopinément comme les câbles « métalliques, et pour beaucoup de ceux-ci, réputés « s'être rompus inopinément, il est vraisemblable qu'une « surveillance plus vigilante aurait reconnu à temps « que le câble ne présentait plus des conditions suffi- « santes de sécurité (1). »

En Allemagne, et particulièrement dans la Westphalie où l'emploi des câbles ronds en acier s'est généralisé, l'Administration des Mines a imposé certaines règles pour les essais des câbles d'extraction.

---

(1) M. Aguillon. « Rapport de la Commission sur la rupture des câbles de mine. » 1881.

Voici sur ce sujet quelques extraits du règlement sur la police des mines de l'Oberbergamt royal de Dortmund (Westphalie) (1) :

Pour la circulation des ouvriers, on ne doit se servir que de câbles sans défauts.

Chaque câble doit pouvoir supporter au minimum 6 fois la charge maxima à élever.

Lorsqu'il s'agit de câbles compensateurs, le coefficient de sécurité doit être

$$S = \left(1 + \frac{u}{f}\right) 6$$

S étant le coefficient de sécurité cherché ;

u le poids total du câble compensateur en kilos.

f le poids total de la cage chargée avec chariots pleins en kilos.

Il est défendu d'employer des câbles raccommodés, c'est-à-dire épissés.

Chaque câble, avant l'emploi, doit subir des essais de rupture et de flexion. Les appareils servant à ces essais doivent se trouver sur les puits ou à un endroit distant de moins de 10 kilomètres de ceux-ci.

Les essais de rupture doivent être faits comme suit :

Un tronçon de câble de un mètre est coupé, et les fils, à l'exception de l'âme, sont essayés.

On détermine la charge de rupture de chaque fil.

Chaque fil est ensuite essayé à la flexion. La flexion se fait, le fil étant pris dans un étau dont les mâchoires arrondies ont 5^{mm} de rayon. Le fil étant placé verticalement entre les mâchoires, une flexion se compose de l'angle de 180° décrit, pour amener le fil de la position initiale à la position horizontale et retour à la position

(1) Bergpolizei. Verordnungen des Konighischen Oberbergamts zü Dortmund.

verticale. Les flexions se font alternativement vers la droite et vers la gauche.

On détermine la résistance totale des câbles par l'addition des différents résultats obtenus pour chaque fil.

Dans ce calcul, on ne tient pas compte des fils ayant une résistance de 20 °/₀ inférieure à la moyenne de résistance de l'ensemble, ainsi que de ceux qui ne supporteraient pas les flexions suivantes (1) :

De $0^{mm}0$	de diamètre	jusqu'à	inclusiv^{nt}	$2^{mm}0$,	8 flexions.
2,0	—	—	—	2,2	7 —
2,2	—	—	—	2,5	6 —
2,5	—	—	—	2,8	5 —
2,8	—	et au-dessus........			4 —

Pour les câbles en aloès on doit avoir :

$$P = 942G$$

(1) L'Oberbergamt de Saarbrücken et l'Administration royale des mines de la Sarre prescrivent les flexions simples suivantes entre mâchoires de 5 $^{m}/_{m}$ de rayon pour des fils d'acier et de fer.

DIAMÈTRE DES FILS — Millimètres	FER AU BOIS SUPÉRIEUR — Flexions	ACIER DOUX — Flexions	ACIER FONDU AU CREUSET — Flexions
3,1	5 à 6	4 à 5	7 à 8
2,8	6 7	5 6	8 9
2,5	7 8	6 7	9 11
2,0	8 10	7 8	13 15
1,8	8 10	7 8	15 16
1,6	10 12	8 10	16 18
1,4	12 14	10 12	18 20
1,2	15 17	13 15	20 22
1,0	18 20	15 18	22 25

P étant la résistance à la rupture (6 fois la charge).
G le poids d'un mètre de câble.

Tous les 3 mois, la patte du câble près de la cage doit être coupée sur une longueur de 3 mètres au-dessus de l'attache. Le bout supérieur de ce câble est à essayer comme il est dit ci-dessus, trois jours au plus après la coupure. Si le résultat n'est pas conforme aux prescriptions, c'est-à-dire si les fils n'ont pas la résistance et le nombre de flexions voulues, il est défendu de se servir du câble pour la circulation du personnel.

Pour les câbles en aloès, la durée des câbles ne doit pas être de plus de 3 ans.

Pour les installations du système Kœpe, le câble ne doit pas marcher plus de deux ans.

Les expériences sont faites par un agent désigné qui en prend la responsabilité.

Les résultats des expériences pour chaque fil et chaque câble sont consignés sur un registre spécial par l'agent sus-désigné.

Dans ce registre figurent :

Le nom et le domicile du fabricant.

La date de livraison du câble.

La date de la pose.

La date de l'enlèvement.

Les dates de coupage de la patte ;

Le nombre et le diamètre des fils, leur résistance à la rupture en kilos.

Le nombre de flexions subies.

L'agent préposé aux essais signe le registre qui est soumis à l'ingénieur du puits, signé par lui après chaque inscription et tenu à la disposition de l'Administration des mines.

A chaque nouvelle pose d'un câble, on doit vérifier

les molettes et enlever les bavures produites par le frottement.

Ce fait doit être consigné sur le registre.

Toutes les pièces destinées à relier la cage au câble, ainsi que les chaînes, anneaux (parachute dans tous ses détails), doivent avoir un effort de rupture au moins égal à 10 fois la charge maxima : ce qui doit être prouvé par des essais et calculs sur la matière les composant.

Les anneaux et chaînes doivent être construits de façon à ne pas pouvoir s'ouvrir. Ces pièces doivent être remplacées tous les deux ans ou bien recuites pour retrouver leurs qualités primitives (ces manipulations seront notées sur le registre).

Les câbles, leurs attaches aux tambours et aux cages, les freins, les molettes avec leurs axes, les cages elles-mêmes ainsi que les parachutes, doivent être vérifiés quotidiennement, en plein jour, par des personnes compétentes.

Avant la remonte de chaque poste, les attaches du câble doivent être vues par les mêmes agents. Une cordée à pleine charge et à vitesse réduite doit être faite en présence de ces agents.

Nous donnons ci-dessous les statistiques de rupture de câbles dans les régions de Saarbrucken, Dortmund et Silésie, depuis l'année 1872 jusques et y compris 1896. L'examen de ces tableaux doit ôter toute crainte aux plus timorés pour l'emploi des câbles ronds en acier fondu au creuset.

Il est à remarquer aussi que les ruptures deviennent de moins en moins fréquentes, quoique l'on emploie, d'année en année, des aciers de plus en plus résistants.

Statistique des câbles d'extraction employés dans le bassin de Saarbrück depuis 1877 jusques et y compris 1896.

ANNÉES	CABLES PLATS				CABLES RONDS		TOTAUX
	ACIER fondu au creuset	FER au bois	ALOÈS	CHANVRE	ACIER fondu au creuset	FER au bois	
1877	4	9	2	2	12	84	113
1878	7	4	2	»	6	36	55
1879	8	2	2	»	12	34	58
1880	8	5	»	»	12	39	64
1881	6	4	3	1	22	27	63
1882	11	5	»	1	30	31	78
1883	13	4	»	2	34	14	67
1884	15	2	»	»	40	6	63
1885	23	1	2	»	36	18	80
1886	13	»	7	»	32	3	55
1887	13	»	»	»	27	6	46
1888	22	»	»	»	31	6	59
1898	11	»	1	»	35	12	59
1890	10	»	1	»	39	7	57
1891	17	»	»	»	36	10	63
1892	10	»	1	»	33	4	48
1893	9	»	»	»	41	4	54
1894	7	»	1	»	50	6	64
1895	10	»	1	»	37	3	51
1896	10	»	»	»	47	5	52

Durant l'exploitation de ces 25 années, se sont rompus spontanément :

de	736	câbles plats en acier fondu au creuset :		43 soit	5,84 °/₀
de	147	—	— en fer au bois	19	12,93
de	97	—	— en aloès	7	7,22
de	8	—	— en chanvre	0	0
de	3536	—	ronds en acier fondu au creuset	80	2,26
de	881	—	ronds en fer au bois	105	11,95

Les ruptures se répartissent par année comme suit :

1872	sur 114	câbl. enlevés,	rupt. spontan.	22 soit	19,30 °/₀
1873	156	—	—	22	14,10
1874	198	—	—	19	9,60
1875	226	—	—	19	8,41
1876	217	—	—	15	6,91
1877	178	—	—	16	8,99
1878	202	—	—	19	9,41
1879	172	—	—	9	5,23
1880	170	—	—	8	4,71
1881	165	—	—	8	4,85
1882	194	—	—	15	7,73
1883	187	—	—	8	4,28
1884	190	—	—	6	3,16
1885	231	—	—	7	3,03
1886	204	—	—	5	2,45
1887	201	—	—	3	1,49
1888	249	—	—	9	3,61
1889	239	—	—	6	2,51
1890	246	—	—	5	2,03
1891	284	—	—	12	4,23
1892	264	—	—	5	1,89
1893	283	—	—	3	1,06
1894	286	—	—	4	1,40
1895	279	—	—	5	1,79
1896	270	—	—	5	1,85

Statistique des câbles d'extraction employés dans le bassin de Dortmund, depuis 1872 jusques et y compris 1896.

ANNÉES	CABLES PLATS				CABLES RONDS		TOTAUX
	ACIER fondu au creuset	FER au bois	ALOÈS	CHANVRE	ACIER fondu au creuset	FER au bois	
1872	1	28	9	1	6	69	114
1873	1	26	9	»	23	97	156
1874	4	30	14	2	42	106	198
1875	8	23	5	4	74	112	226
1876	11	11	6	1	85	103	217
1877	17	10	3	»	81	67	178
1878	28	3	5	»	102	64	202
1879	23	3	3	»	99	44	172
1880	19	2	8	»	106	35	170
1881	20	6	1	»	97	41	165
1882	25	4	4	»	126	35	194
1883	20	1	4	»	138	24	187
1884	30	»	3	»	139	18	190
1885	37	»	5	»	163	26	231
1886	33	»	3	»	161	7	204
1887	32	»	4	»	156	9	201
1888	45	»	1	»	201	2	249
1889	48	»	3	»	181	7	239
1890	45	»	2	»	196	3	246
1891	46	»	2	»	229	7	284
1892	52	»	1	»	210	1	264
1893	47	»	2	»	233	1	283
1894	54	»	»	»	231	1	286
1895	51	»	»	»	226	2	279
1896	39	»	»	»	231	»	270

Pendant l'exploitation de ces 20 années, se sont rompus spontanément :

de 227	câbles plats	en acier au creuset :	7	soit	3,08 %
de 36	—	en fer	»		»
de 23	—	en aloès	»		»
de 6	—	en chanvre	1		16,67
de 612	ronds	en acier au creuset :	6		0,98
de 355	—	en fer	24		6,76

Les ruptures se répartissent par année comme suit :

1877	sur 113	câbl. enlevés,	rupt. spontan.	9	soit 7,96 %
1878	55	—	—	2	3,64
1879	58	—	—	4	6,90
1880	64	—	—	2	3,13
1881	63	—	—	3	4,76
1882	78	—	—	3	3,58
1883	67	—	—	»	»
1884	63	—	—	2	3,17
1885	80	—	—	»	»
1886	55	—	—	1	1,82
1887	46	—	—	»	»
1888	59	—	—	1	1,69
1889	59	—	—	»	»
1890	57	—	—	1	1,75
1891	63	—	—	3	4,76
1892	48	—	—	1	2,08
1893	54	—	—	1	1,85
1894	64	—	—	1	1,56
1895	51	—	—	»	»
1896	62	—	—	4	6,45

Câbles d'extraction en service dans le bassin de Silésie.
(Cette statistique n'a été commencée qu'en 1882).

ANNÉES	CABLES RONDS		CABLES PLATS		TOTAUX
	ACIER fondu au creuset	EN FER	ACIER fondu au creuset	FER au bois	
1882	33	16	3	»	52
1883	45	23	6	»	74
1884	67	19	7	»	93
1885	70	25	16	»	111
1886	84	7	11	»	102
1887	95	5	4	»	104
1888	87	5	7	»	99
1889	81	2	9	»	92
1890	109	7	15	»	131
1891	110	2	9	»	121
1892	108	»	13	»	121
1893	109	5	12	»	126
1894	121	»	13	»	134
1895	126	1	10	»	137
1896	134	»	11	»	145

Durant l'exploitation de ces 15 années, se sont rompus spontanément :

de 1379 câb. ronds en ac. fond. au creus. 19 soit 1,38 °/₀
de 117 — en fer 11 9,40
de 146 — plats en ac. fond. au creus. 10 6,85

Les ruptures se répartissent par année comme suit :

1882 sur 52 câbl. enlevés, rupt. spontan. 5 soit 9,62 °/₀
1883 74 — — 5 6,76
1884 93 — — 5 5,38
1885 111 — — 2 1,80

1886	102	câbl. enlevés,	rupt. spontan.	2	soit 1,96
1887	104	—	—	1	0,96
1888	99	—	—	1	1,01
1889	92	—	—	1	1,09
1890	131	—	—	3	2,29
1891	121	—	—	3	2,48
1892	121	—	—	1	0,83
1893	126	—	—	2	1,59
1894	134	—	—	2	1,49
1895	137	—	—	4	2,92
1896	145	—	—	3	2,07

La comparaison de tous ces chiffres montre qu'il n'y a pas plus de danger à se servir des câbles en acier que des câbles en aloès, la surveillance étant exercée d'une façon efficace dans les deux cas. Nous en concluons que la question de sécurité n'est pas un obstacle à l'emploi des câbles en acier aux lieu et place des câbles en aloès pour les puits à grandes profondeurs, étant donné qu'il y a économie à le faire.

Un argument que l'on a opposé aux câbles en acier, c'est leur difficulté d'entretien, et le coût de celui-ci.

Ce que l'on doit rechercher surtout pour l'acier c'est d'éviter l'oxydation des fils. Nous avons déjà dit que cette altération avait pour effet de faire diminuer assez rapidement la résistance. On y remédie par un graissage soigné et régulier. Cette dépense supplémentaire vient s'ajouter à celle du prix d'achat du câble.

M. Philippe Passelecq estime (1) que pour un câble plat métallique pesant 7800 kilos le coût du graissage est de 840 fr. par an. Ce chiffre doit être considéré comme très élevé, surtout pour un câble rond présentant à l'air une surface beaucoup plus réduite qu'un

(1) Ch. Vertongen « Recherches sur les ruptures et le travail des câbles d'extraction » 1890.

câble plat. D'ailleurs, il n'est pas utile d'employer pour le graissage une huile ou une graisse spéciale ; il suffit de recouvrir les fils et de faire pénétrer dans les torons un corps gras, non acide, les préservant du contact de l'air humide. On peut donc se servir pour cela de déchets ou de corps gras ayant déjà servi au graissage de pièces mécaniques, qui seraient inutilisables sans cela, et qui en tout cas sont de minime valeur.

Quant à la main-d'œuvre de graissage, elle est nulle, celui-ci pouvant se faire automatiquement d'une façon très simple.

Il faut donc diminuer dans de fortes proportions ce prix de 840 fr. par an ; mais en admettant encore cette très forte dépense, il y a un tel écart entre le prix du câble en aloès et le prix du câble en acier à grande résistance, que cette seule raison ne suffirait pas à faire rejeter celui-ci.

Il y a pourtant des réserves à faire, et ces réserves. M. Aguillon les a formulées dans « le Rapport fait au nom de la Commission d'Etude de la rupture des câbles de mine » (1881).

Nous citons textuellement :

« Toutefois il y a certaines circonstances dans les-
« quelles il serait préférable à tous égards d'employer
« une nature de câbles plutôt qu'une autre. Ainsi dans
« les puits très humides et notamment dans ceux à
« eaux acides, surtout si l'épuisement se fait à la benne,
« les câbles en aloès seront préférables. Dans des puits
« de retour d'air où la température serait tant soit peu
« élevée (1), on doit au contraire employer de préfé-
« rence les câbles métalliques, bien que les âmes en
« chanvre de ces câbles présentent quelques inconvé-
« nients dans de pareils puits.

---

(1) Et c'est le cas de toutes les mines à grandes profondeurs.

« En dehors de ces circonstances spéciales, ce seront « des conditions techniques et économiques, plus qu'un « motif de sécurité qui pourront faire décider du choix « d'un câble, pour ne pas parler ici, bien entendu, de « ce qui ne serait qu'affaire de mode, sinon de rou- « tine ».

Ainsi donc, sauf des cas bien spéciaux, la difficulté et le coût de l'entretien des câbles ne seront pas une raison suffisante pour faire exclure le câble en acier des mines profondes.

Une raison économique de grande valeur donne en apparence à l'aloès un avantage sur l'acier. Il s'agit de la dépense plus grande des installations.

Avec l'aloès, la machine d'extraction est très simple, des bobines de faible largeur remplaçant des tambours de poids très considérable et très coûteux. De plus, cette machine peut être de plus faible force si pour la calculer on s'impose cette condition que la cordée doit pouvoir se faire avec un seul câble. En effet, le rayon minimum d'enroulement est toujours beaucoup plus faible avec l'aloès qu'avec l'acier à grande résistance.

Nous avons vu que pour extraire 6500 kilos de charge brute de 1000 mètres de profondeur il faut dépenser 4.600 fr. de câble en acier par an, contre 27.000 fr. ou au minimum 22.000 fr. de câble en aloès. Cette différence amortira en très peu d'années l'augmentation du prix de la machine et de ses tambours, et sera d'autant plus en faveur des câbles en acier que la profondeur sera elle-même plus grande.

La conclusion à tirer de tout ce qui précède est donc que le câble en acier à grande résistance, enroulé sur tambours coniques ou cylindro-coniques, est celui qui convient le mieux pour les très grandes profondeurs, à la condition d'être très bien surveillé et entretenu.

Les tambours placés l'un derrière l'autre auront pour

effet de rendre plus facile et plus pratique cet emploi en permettant de diminuer la distance de la machine d'extraction au puits, et d'obtenir des arbres de portée et de diamètre raisonnables. La complication que cette disposition entraîne pour les machines se traduit simplement par une dépense supplémentaire d'assez faible importance ; elle n'est pas une cause d'infériorité de l'appareil sur les machines d'extraction ordinaires.

Cette solution du probléme de l'extraction à grandes profondeurs n'est pas, à notre avis, la solution définitive ; celle-ci ne sera obtenue que par la suppression complète du câble, soit par la méthode pneumatique dont l'unique essai tenté à la mine d'Epinac par M. Zulma Blanchet, a permis d'entrevoir tout le parti que l'on pourrait en tirer, soit par tout autre moyen dans lequel l'électricité jouera peut-être un rôle important.

Avant de poursuivre plus loin cette étude, nous devons décrire sommairement cette méthode pneumatique de M. Blanchet, qui est une solution, et non la moins élégante du problème de l'extraction à grandes profondeurs, malgré les grands perfectionnements qui restent encore à y apporter.

Les renseignements que nous reproduisons ci-dessous, sont tirés d'un mémoire de M. Zulma Blanchet, inséré dans le *Bulletin de la Société de l'Industrie minérale* (1). « Le procédé consiste en un cylindre métallique droit, à section circulaire renfermant un piston et communiquant par le bas avec l'air libre, et par le haut avec une machine pneumatique. Au piston est attachée une cage, contenant un nombre déterminé de chariots superposés. Des portes et des taquets, des registres et des robinets correspondant aux recettes du fond et de l'extérieur du puits dans lequel le tube est

(1) T. IV, 2e Série, 1875.

librement établi, permettent de faire entrer dans la cage et d'en faire sortir à volonté les chariots pleins ou vides ».

Sous l'action de la machine pneumatique, l'air est raréfié au-dessus du piston du tube, la pression va en diminuant au fur et à mesure des coups de piston de la machine. A un certain moment le piston et sa charge se trouvent en équilibre dans le tube ; la machine continuant le vide, l'équilibre est rompu, et le piston monte à la faveur de la dépression ; la vitesse d'ascension est proportionnelle au rapport du volume de la machine pneumatique à la section du tube. Lorsque le piston est arrivé au sommet, la cage est déchargée, et les chariots vides remplacent les chariots pleins. La communication avec la machine pneumatique est supprimée, un robinet est ouvert, l'air est ramené dans le tube au-dessus du piston, et celui-ci descend au fur et à mesure de l'arrivée de l'air.

Le train étant arrivé au bas du tube, le second voyage et les suivants se feront comme le premier.

Un perfectionnement du système ayant pour effet une moins grande dépense de force, consiste dans l'emploi de deux tubes au lieu d'un.

Si l'on suppose deux tubes contenant chacun un piston, l'un à la partie supérieure, l'autre à la partie inférieure, et disposés pour communiquer alternativement en bas avec le tuyau d'échappement, et en haut avec la machine pneumatique, prenant successivement à chaque voyage l'air de l'un des tubes pour le refouler dans l'autre, et inversement, l'un des deux pistons montera pendant que l'autre descendra.

Le système du tube simple a été appliqué à la Houillère d'Epinac au puits Hottinguer et a fonctionné aussi bien qu'on pouvait le désirer pour un premier essai. Il paraît probable que si des études suivies avaient pu se

poursuivre sur cet appareil, en dehors de toute préoccupation économique, les résultats auxquels on serait arrivé auraient été très encourageants.

C'est donc une question à reprendre et à compléter par de nouveaux essais. D'elle, sortira peut-être, comme nous le disions plus haut, la véritable solution du problème d'exploitation à grandes profondeurs.

Machines d'extraction

La machine d'extraction pour puits profonds est toujours un engin de forte puissance. Elle doit en effet pouvoir remonter une forte charge d'une grande hauteur dans un temps très court. La consommation de vapeur, et par suite, de combustible devient donc pour cette machine une dépense importante qu'il convient de réduire dans la limite du possible.

Il ne faut pas oublier, d'autre part, que la machine d'extraction doit être un appareil robuste, de marche sûre, de mécanisme simple et facile à manœuvrer.

L'évolution de la machine s'est faite peu à peu, au fur et à mesure de l'augmentation de la profondeur. A la machine à un seul cylindre, employant de la vapeur à faible pression, et qui quelquefois ne pouvait démarrer, se trouvant au point mort, on a substitué les machines conjuguées, soit verticales, soit horizontales, selon le goût du moment, ou l'emplacement dont on disposait.

La détente a été ensuite appliquée, mais elle devait être mise en œuvre par le machiniste lui-même. On s'est vite aperçu que cet emploi, quelles que soient l'ingéniosité et l'efficacité du procédé employé, ne donnait pas satisfaction, le machiniste ne se servant de la détente qui complique ses manœuvres que lorsqu'un ingénieur ou un surveillant se trouve auprès de lui, ce

qui est l'exception. On est donc arrivé aux procédés de détente automatique, et parmi ceux-ci, celui qui paraît donner les meilleurs résultats, c'est le procédé à détente variable par le régulateur. Dès que le travail moteur dépasse le travail résistant, la machine a tendance à s'emballer, sa vitesse augmente, et dès que celle-ci atteint un certain chiffre que l'on peut fixer à volonté, l'écartement des boules du régulateur provoque la diminution de la durée de l'admission, et produit la détente désirée. Ce procédé est simple, efficace, et d'une marche absolument sûre. Une fois le régulateur bien réglé, le machiniste n'a plus à s'occuper de rien, la détente se produit malgré lui, et l'appareil n'est pas une gêne pendant les manœuvres, s'il y a à en faire à l'arrivée ou au départ des cages.

La pression de la vapeur employée dans les machines d'extraction est allée en augmentant progressivement, et alors que couramment autrefois les chiffres de 4 à 5 kilos étaient rarement dépassés, il est fréquent de voir employer aujourd'hui de la vapeur à 8, 10 et 12 kilos.

Naturellement, l'emploi de pareilles pressions n'est pas avantageux dans des cylindres uniques. On a donc été amené à employer des machines compound, chacun des cylindres actionnant une des extrémités de l'arbre des tambours.

L'emploi de machines d'extraction à deux cylindres compound a été un perfectionnement important, au point de vue de la dépense de combustible, ainsi qu'on peut s'en rendre compte par le résumé ci-dessous d'expériences comparatives entre une machine compound et une machine ordinaire (1).

---

(1) Robiaud. Société de l'Industrie minérale, T. x, 11e livraison, d'après Zeistchift für das Berg-Hutten und Saliners Wesen.

	COMPOUND Puits Skalley N° 1	MACHINE ORDINAIRE à 2 cylindres Puits Skalley n° 2
Durée de l'essai......... heures	6.5	4,5
Berlines extraites...............	1121	315
Poids utile moyen élevé...... kgs	2092	1146,6
Consommation totale charbon kgs	2450	1450
Consommation d'eau d'alimentation .... kgs	18339	11340
Pression de la vapeur aux chaudières........................	5k,6	3k,5
Poids de l'eau ramené à 0° et la vapeur à 100°.................	18295,1	11361,7
Consommation brute de charbon par heure et par cheval utile...	3k,318	5k,39
Consommation en eau par heure et par cheval utile.............	24,84	42,14
Température de l'eau d'alimentation.........................	68°	44°

Des essais faits en 1896 au point Skalley III de la mine Dudweiler sur une machine compound ayant des cylindres de 1m et 1m,400 et 2m de course ont donné (1) une consommation de 23 kil. 54 de vapeur par cheval utile et par heure. Un autre essai a donné 27 kil.

Diverses expériences exécutées dans d'autres mines donnent des résultats analogues. On peut donc admettre que la consommation moyenne d'une machine compound est de 24 à 25 kil. de vapeur par cheval-heure utile. Alors que cette consommation pour des machines à détente ordinaire ne descend guère au-dessous de 40 kil. et atteint de 60 à 80 kil. pour des machines sans détente.

L'emploi de la machine compound présente quelques

(1) Tomson. *Revue Universelle des Mines*, t. XLI, 3e numéro.

inconvénients, dont le principal est l'irrégularité des efforts sur les extrémités de l'arbre.

Il en résulte une marche un peu saccadée dont on se rend compte lorsqu'on se trouve dans la cage. Cette marche peut avoir des inconvénients au point de vue de la conservation des câbles. Il est préférable à notre avis d'employer la machine à quatre cylindres disposés deux à deux en tandem. Aucune machine d'extraction de ce type n'a encore été mise en service sur une mine, mais on peut en voir une à l'Exposition souterraine; cette machine est destinée à la compagnie d'Anzin. Une deuxième machine de ce genre, mais avec tambours placés l'un devant l'autre, est en construction pour le puits de 1000 mètres de la Société de Ronchamp, et fonctionnera vers la fin de 1901.

Quelques constructeurs ont essayé la condensation pour machines d'extraction, mais les essais ont peu réussi, toutes les fois que le condenseur était attelé directement sur la machine. Il y a trop d'irrégularités dans la marche d'une machine d'extraction pour que le fonctionnement des pompes à air donne de bons résultats. D'ailleurs, pendant les manœuvres, le condenseur ne peut fonctionner.

On a essayé alors de se servir de la vapeur d'échappement pour l'alimentation, mais ce procédé, convenant parfaitement tant que la pression aux chaudières ne dépasse pas 5 à 6 kil., laisse à désirer pour des pressions supérieures ; il est nécessaire dans ce cas de faire des admissions de vapeur vive dans les injecteurs et la marche n'est plus aussi satisfaisante.

Pour les grosses machines d'extraction nouvelles, on revient à la condensation, mais alors le condenseur est indépendant de la machine elle-même. C'est un appareil central qui recueille la vapeur d'échappement de toutes les machines en service sur le puits.

Nous avons vu une installation de ce genre à la mine Ewald (Westphalie). La houillère de Ronchamp va aussi adopter la condensation centrale pour son puits de 1000 mètres de profondeur.

L'emploi de la vapeur à haute pression demande quelques précautions spéciales pour éviter les pertes par refroidissement. Les cylindres doivent être à enveloppe de vapeur et celle-ci doit à son tour être protégée soigneusement par du calorifuge. On doit aussi isoler le plus complètement possible les conduites d'arrivée de vapeur.

Enfin, en raison des vitesses considérables qui sont atteintes dans les puits, il est utile que le mécanicien ait à sa disposition des freins puissants qu'il puisse serrer instantanément par la vapeur ou progressivement à la main, et qui fonctionnent automatiquement lorsque la cage arrive dans le chevalement à une certaine hauteur. Il est bon aussi qu'à ce moment, ou même un peu plus tôt, l'admission de vapeur soit fermée automatiquement. On a critiqué cette dernière disposition en la disant inutile et en soutenant qu'il reste dans les tubes ou réservoirs, même après la fermeture de l'admission, une quantité suffisante de vapeur pour que la machine puisse encore tourner. Nous pensons néanmoins que la mesure est à recommander, ne serait-ce que pour parer à un oubli du machiniste dans l'affolement d'une mise aux molettes, par exemple.

En résumé, la machine qui paraît le mieux appropriée pour l'extraction à grandes profondeurs est la machine compound, ou mieux deux machines conjuguées à deux cylindres en tandem, soit en tout quatre cylindres, dont deux à haute pression et deux à basse pression, détente variable par le régulateur, admission possible de vapeur vive dans les cylindres à basse pression; freins à vapeur, à la main et automatique, fermeture

automatique de l'admission à la fin de la course ; condensation par la machine centrale du puits ; tambours placés l'un derrière l'autre et fous sur leur arbre.

Une question se pose souvent à propos des machines d'extraction : Quelle doit être la place du machiniste ? Doit-il être placé de manière à voir tout ce qui se passe sur le puits, ou bien doit-il ne voir que ses appareils indicateurs et les manivelles de sa machine ? Il y a des partisans des deux systèmes. Il est certain qu'avec les machines employant des câbles en textile, par suite de la variabilité du réglage, il est bon que le machiniste aperçoive la recette. Le câble présente vers son extrémité des marques très apparentes qui, en venant se mettre en regard d'un trait tracé dans le chevalement, sont une précieuse indication. Si des manœuvres sont à exécuter pour l'encagement et le décagement, il est bon aussi que le machiniste voie ce qu'il fait, quoique l'on puisse objecter que le va-et-vient qui se produit à la recette puisse être un motif de distraction pour celui qui tient le levier de commande de la machine, et qu'il soit préférable qu'il se laisse guider seulement par le mouvement de la manivelle.

Avec les câbles métalliques et les tambours coniques, la machine se trouve très loin du puits ; le machiniste ne peut voir que très approximativement la recette, et ne verrait pas, en tout cas, les marques tracées sur un câble rond de faibles dimensions. Au contraire, une aiguille placée au voisinage des tambours, peut, en se mettant en regard d'une marque du câble, indiquer avec une grande précision la position de la recette, et guider le machiniste indépendamment des autres appareils indicateurs.

Il est donc préférable, dans ce cas, que la recette lui soit cachée, toute son attention devant être attirée vers ses appareils. D'ailleurs, les manœuvres de cage doi-

On marche à contre-pression sur 300 mètres, malgré les câbles diminués et la petite augmentation de rayon d'enroulement résultant de la superposition de 3 spires. La vitesse moyenne est de 10 à 12 mètres par seconde.

La dépense de vapeur est de 28 kilog. par cheval-heure.

La dépense réelle par heure est de $10^k,25$ de vapeur par cheval, parce qu'entre les différentes cordées il y a 6 minutes $\frac{6}{10}$ d'arrêt en moyenne.

Au puits Frantz-Joseph, l'arrêt entre chaque cordée est de 9 minutes, aussi la dépense réelle n'est-elle que de $8^k,13$.

La hauteur du chevalement est seulement de 15 mètres. La durée de l'ascension de 100 à 110 secondes.

Puits Saint-André. Mines de Poirier (Belgique). — Profondeur 960 mètres.

On emploie ici les câbles plats en acier non diminués.

La machine est verticale (cette disposition a été choisie à cause du manque de place) ; elle est à deux cylindres de

$1^m,10$ de diamètre et
$1^m,60$ de course.

La distribution se fait par tiroirs plans.

Le changement de marche se manœuvre par servo-moteur. La détente est laissée à la volonté du machiniste.

Le rayon minimum d'enroulement est de $1^m,90$.

La vitesse maxima de la machine est de 19 mètres par seconde, et la durée de la course de 90 secondes.

On peut monter 23 cages à l'heure avec des cages à 6 étages et 1 chariot par étage. Les recettes sont doubles au jour et au fond. On fait donc trois manœuvres pour le jour (ces manœuvres ne se font pas en même temps pour le jour et pour le fond).

C'est un exemple remarquable de vitesse dans les manœuvres et de transmission des signaux.

Les recettes sont desservies par des balances.

Puits Mécanique. Charbonnages de Sacré-Madame (Belgique). — Profondeur : 805 mètres.

On emploie dans ce puits des câbles en aloès de $0^m,24$ de largeur au gros bout, contre 0,18 au petit bout, pesant en moyenne $9^k,1/4$ au mètre courant.

La machine d'extraction est horizontale, à deux cylindres de

1 mètre de diamètre.
$1^m,60$ de course.

La pression de la vapeur est de 4 kilog.

La machine a une distribution à soupapes et à détente variable par le régulateur (1).

Les cylindres sont munis de soupapes de sûreté pour que pendant la marche à grande vitesse, lorsque le machiniste renverse la vapeur, on n'ait pas une contre-pression atteignant un chiffre dangereux.

La distance du puits à l'axe des bobines est de 25 mètres.

La vitesse moyenne est de $16^m,50$ par seconde, une cordée dure 50 secondes ; les manœuvres à l'extérieur sont compliquées ; les cages sont à 6 étages à un chariot, il n'y a au jour qu'une recette ; on fait donc 6 manœuvres. Au fond il y a deux recettes desservies par des balances, et les manœuvres du fond ont lieu après celles du jour.

Finalement on fait 22 cordées à l'heure pour extraire, par cordée, 6 chariots de 4 hectol. de charbon.

Cette rapidité de manœuvres exige un personnel considérable. Il se compose à la recette du jour de :

(1) *Revue de Mons*, 1878.

1 homme d'attention et de 7 femmes, et 6 ouvriers au fond, pour une production de 300 tonnes par jour, ce qui est énorme.

Puits Hansa (Société de Gelsenkirchen). — Profondeur 720 mètres.

Avant l'installation du système Kœpe, on employait des tambours cylindriques aves câbles ronds, à section uniforme, pesant 9k,500.

Charge soulevée, 8.700 kilog. dont 2.200 kilog. de charbon.

Production : 700 tonnes par jour ; machine d'extraction horizontale à deux cylindres conjugués :

Diamètre : 1m,05 :
Course : 1m,90.

Distribution à soupapes genre Audemar.

Pression de vapeur, 6 kilos.

Les cylindres sont à soupapes de sûreté pour éviter une trop grande pression lors de la marche à contre-pression qui se fait sur une fraction importante de la course, les moments devenant négatifs.

La distance des tambours au puits est de 45 mètres ; la hauteur des poulies au-dessus du niveau du centre du tambour est de 21 mètres.

Le puits est à 2 recettes pour des cages à 3 étages, il y a donc une manœuvre à faire.

Depuis notre visite, les câbles ronds en acier avec tambours cylindriques ont été remplacés par le système Kœpe.

Puits Preussen. Mines de Harpen (Westphalie). — Nous avons déjà parlé, à propos des tambours coniques, de l'installation de ce puits ; nous nous bornerons à compléter ce que nous avons dit sur sa machine d'extraction et sur le mode de mise en

mouvement des tambours, par les renseignements que nous avons pu recueillir sur place, grâce à l'obligeance de M. Tomson, ou que nous avons puisés dans le travail qu'il a publié à l'occasion du cinquantenaire de l'Association des Ingénieurs sortis de l'Ecole de Liège.

Les diamètres des cylindres de la machine verticale compound sont respectivement de

$1^m,15$ pour le cylindre à basse pression,
$0^m,82$ pour le cylindre à haute pression.

La course, $2^m,60$.

Les bras de chacun des deux balanciers ont respectivement $2^m,60$ (pour celui qui correspond à la tige de chaque piston) et $1^m,80$ (pour ceux qui sont en relation avec les tambours dont les manivelles ont $0^m,90$).

On a calculé la machine en admettant qu'elle doit être capable de descendre la charge totale à contre-pression lorsqu'un câble est supprimé.

Les cylindres et le receiver sont à enveloppe de vapeur ; la distribution est à soupapes et la détente est laissée à la disposition du mécanicien. Celui-ci est au niveau de la recette et domine les tambours qui se trouvent au-dessous de lui.

Les arbres des tambours ont :

600^{mm} de diamètre au milieu et 480^{mm} de diamètre dans les paliers.

La distance d'axe en axe de ceux-ci est de $5^m,02$.

La portée dans les paliers est de 700^{mm}.

Les balanciers sont calés sur des arbres ayant 500^{mm} de diamètre au milieu; 420^{mm} de diamètre dans les paliers (avec une portée de 700^{mm}) et une longueur d'axe en axe des paliers de $1^m,77$.

Les boutons de manivelle des tambours ont 265^{mm} de diamètre et 340 de longueur.

Les tourillons des balanciers (ceux-ci sont à deux

flasques et ces tourillons servent d'entretoises) sont de 220^{mm} de diamètre et 340 de longueur.

Les tambours pèsent 140 tonnes et la machine complète 325 tonnes.

La pression de vapeur aux chaudières est de 12 kilos.

La vitesse moyenne est de 23.5 tours par minute, ce qui donne $2^{m},04$ comme vitesse de pistons.

La machine est munie :

1° d'un indicateur de la position des cages dans le puits ;

2° d'une sonnerie annonçant le passage de la cage à 50 mètres du jour ;

3° de deux systèmes de freins, l'un actionné par la vapeur et se serrant lorsque la cage arrive dans le chevalement, l'autre laissé à la disposition du machiniste.

L'admission de vapeur aux cylindres est également fermée automatiquement lorsque la cage dépasse la recette du jour.

Machine d'extraction pour fonçage d'un puits de 1000 mètres (Houillères de Ronchamp). — Le fonçage a été fait avec des câbles plats en aloès de 1.100 mètres de longueur, ayant les dimensions suivantes :

Gros bout :	largeur	270^{mm}
	épaisseur	43^{mm}
Petit bout :	largeur	180^{mm}
	épaisseur	26^{mm}
Taux d'emploi :	1/8 au petit bout.	
	1/10 au gros bout.	

Poids moyen par mètre : $7^{k}.800$;

Charge à soulever : 3.500 kilos.

Au début du fonçage, les câbles n'avaient pas ces dimensions, ce sont celles des câbles qui ont servi à le terminer.

Le rayon minimum d'enroulement : $1^{m},20$;

Le rayon maximum d'enroulement : $3^{m},40$.

La machine horizontale (voir Fig. 4 et 5, Pl. I) à 2 cylindres conjugués de $0^{m},55$ de diamètre et $1^{m},100$ de course est à détente variable par le régulateur. La distribution se fait par tiroirs.

Le frein agissant par la vapeur ou par un serrage à vis est placé entre les deux bobines.

Celles-ci reçoivent leur mouvement par engrenages à chevrons placés à chaque extrémité de l'arbre.

Diamètre des pignons..........	$1^{m},702$
Diamètre des roues............	$6^{m},212$
Largeur commune.............	285^{mm}
Rapport des engrenages.......	$3^{m},65$

L'admission peut varier de 2/10 à 5/10.

La vitesse maximum de la machine est de 40 tours par minute.

Il convient de remarquer que les bennes ne sont pas guidées et sont de simples cuffats suspendus aux câbles par 4 chaînes.

La pression de vapeur est de 4 kilogrammes.

Machine d'extraction du puits du Magny (*Ronchamp*). — La machine que nous citons ici et dont nous reproduisons la disposition générale par les Fig. 6 et 7, Pl. I, est une machine verticale à deux cylindres de

Diamètre..................	850^{mm}
Course....................	$1^{m},800$

La distribution se fait au moyen de deux tiroirs par cylindre, placés chacun à une extrémité ; détente variable par le changement de marche, servo-moteur.

Les câbles employés sont des câbles plats diminués en aloès, ayant les dimensions suivantes :

8 aussières.

gros bout :	largeur	280^{mm}
	épaisseur	44^{mm}
petit bout :	largeur	210^{mm}
	épaisseur	32^{mm}

Longueur totale des câbles : 770 mètres.
Poids moyen par mètre : 9 kilos.
Résistance par centimètre carré au gros bout : 95^{k}.
Résistance par centimètre carré au petit bout : 83^{k}.
Les cages sont à deux étages avec deux chariots par étage.

La charge se compose au maximum :

1° de la cage vide.....	1.600^{k}
2° de 4 chariots de déblai....	3.000^{k}
3° des 4 chariots vides........	1.000^{k}
Total.......	5.600^{k}

Le rayon minimum d'enroulement est de 1^{m},45
Le rayon maximum — — 2^{m},85
Pression de vapeur.................. 5^{k}.

Le frein de la machine peut être serré soit par la vapeur, soit à la main.

Le moment au démarrage est de + 9.395
Le moment à l'arrivée est de + 3.505

Si au lieu de 4 chariots de déblai on monte 4 chariots de charbon, ce qui est la marche normale, les moments sont

au démarrage + 8.237
à l'arrivée + 1.226

Pour terminer la série des exemples de machines d'extraction pour mines profondes, nous rappellerons les puits dont nous avons déjà parlé :

Zollverein n° 4 (*Westphalie*) (Voir câbles métalliques, tambour conique), dont la machine compound a son arbre à 50 mètres du puits et un chevalement dont l'axe des bobines est à 25m,50 de la recette supérieure.

Le puits Hugo dont l'équilibre parfait est obtenu par des tambours coniques et dont la machine horizontale est à deux cylindres conjugués ayant :

940mm de diamètre et 2 mètres de course avec distribution à soupapes.

Cette machine donne toute satisfaction depuis 1874. La vitesse par seconde est de 12 mètres. La pression aux chaudières est de 5 kilos et l'extraction de 1.000 tonnes par journée.

Le puits Sainte-Henriette, Produits de Flénu (*Belgique*) dont l'extraction, à environ 1.200 mètres, est faite par câbles en aloès diminués, avec une machine à détente variable par le régulateur.

La mine Tamarak dont l'extraction se fait à la profondeur de près de 1.400 mètres avec une machine à 4 cylindres inclinés (Voir Pl. II).

Citons enfin la machine d'extraction pour le *Puits n° 11 de Ronchamp*, qui doit pouvoir extraire facilement 1.000 tonnes par jour de la profondeur de 1.000 mètres, en employant de la vapeur à 10 kil. de pression et qui, différente des précédentes, sera à 4 cylindres horizontaux en tandem deux à deux, avec utilisation de la condensation centrale et détente variable par le régulateur.

La double expansion qui a été appliquée dans les machines d'extraction avec les machines compound à deux cylindres d'abord, à 4 cylindres conjugués ensuite,

fera place probablement plus tard à la triple expansion, alors que l'on produira la vapeur économiquement à une pression supérieure à celle qui est couramment employée aujourd'hui.

L'emploi de vapeur surchauffée ne paraît pas indiqué pour la machine d'extraction de puits profonds; cette machine est en effet à marche tout à fait intermittente; d'autre part, elle est le plus gros consommateur de vapeur d'un siège d'extraction; il en résulte que les chaudières d'un puits produisent pour elle une bonne partie de leur vapeur. Quand la machine sera arrêtée, la surchauffe sera énergique et les premières cylindrées seront trop chaudes. Pendant la marche normale, au contraire, la quantité de vapeur consommée sera considérable, et cette vapeur n'aura pas le temps d'être surchauffée. On aura donc un fonctionnement irrégulier des surchauffeurs, nuisible après les arrêts quelquefois assez longs qui séparent deux cordées, insuffisant pendant la plus grande partie du temps.

On tirera en revanche d'excellents résultats économiques de tous les autres procédés qui permettront de bien utiliser le combustible : réchauffeur d'eau par les gaz perdus, alimentation par la vapeur d'échappement ou par l'eau chaude des condenseurs.

En raison des grandes quantités de vapeur que demande par intermittence une machine d'extraction de puits profond, il sera bon, pour ne pas trop augmenter le nombre de générateurs, d'avoir des appareils à vaporisation rapide. Les chaudières dérivant du système tubulaire sont donc tout indiquées; aussi voit-on maintenant se multiplier un peu dans toutes les mines ce genre de chaudières qui permet d'obtenir la vapeur dans d'excellentes conditions économiques, et qui donne, en outre, la facilité de régler en quelque sorte sa production.

Chevalements.

L'emploi du câble rond métallique pour les grandes profondeurs et même celui des câbles plats en aloès pour les limites qu'il peut pratiquement atteindre, exigent des rayons d'enroulement très grands à la fin de l'ascension. Il en résulte que la vitesse de la cage ascendante est toujours importante vers la fin de la course, malgré le ralentissement imprimé à la marche de la machine. Un instant d'inattention de la part du machiniste, ou simplement un moment d'hésitation, ou encore une fausse manœuvre, peuvent occasionner une mise aux molettes si, d'une part, la hauteur du chevalement ne permet pas au machiniste de se ressaisir et si, d'autre part, des dispositions spéciales n'empêchent pas les cages d'arriver jusque-là.

Il est donc logique de munir les puits profonds de chevalements élevés et d'appareils de sûreté, réduisant au minimum les dégâts d'une mise aux poulies.

La hauteur du chevalement ne peut évidemment être déterminée mathématiquement ; il ne paraît pas exagéré de laisser au machiniste la longueur d'un tour de tambour de répit, à partir du moment où la cage sort de la recette. De là cette règle admise, que la distance de la poulie au niveau du sol doit être de un tour de câble environ.

Lorsqu'il s'agit de câbles ronds avec tambours coniques, le rayon d'enroulement final peut atteindre 5 et même 6 mètres. Si l'on applique la règle que nous venons d'indiquer, on est conduit à des hauteurs de chevalement de 30 à 35 mètres. Ces hauteurs sont justifiées, d'autre part, par ce fait qu'en raison de la largeur des tambours, les machines doivent être placées très loin des poulies. Une trop faible hauteur de chevale-

ment exigerait une grande distance entre celui-ci et les tambours, ce qui aurait pour effet d'augmenter le ballottement du câble :

1° A cause de la grande longueur comprise entre le tambour et le puits;

2° A cause de la faible inclinaison du câble sur l'horizontale.

De pareilles hauteurs excluent l'emploi du bois que l'on trouve dans les installations peu profondes, pour des chevalements peu élevés. Le métal est tout indiqué pour la construction de ces charpentes, et leur importance est telle que l'on doit viser, autant qu'on le peut, à l'économie de la matière par une étude convenable du travail des différentes pièces et l'emploi judicieux du métal.

Les modèles de chevalements métalliques sont nombreux qui peuvent être appliqués à des puits profonds ; nous n'avons pas à les décrire ici.

Les Fig. de la Pl. III et les Fig. 1, 2, 3, Pl. IV, indiquent des types de charpentes à molettes ayant reçu des applications. Nous croyons que le modèle très léger de forme, dépourvu de liens entre la jambe de force et les montants verticaux n'est pas à recommander ; il est peu stable, et quoique présentant au point de vue théorique toutes les conditions de résistance désirables, il est sujet à des balancements et à des vibrations inquiétantes.

On trouve des chevalements de ce genre en Westphalie, où l'on a observé ces inconvénients ; aussi leur préfère-t-on, malgré leur élégance et leur simplicité, des chevalements comme ceux de Preussen ou d'Ewald, plus lourds, mais plus stables.

Une question à laquelle, selon nous, on n'attache pas une assez grande importance, et de laquelle dépend

la bonne surveillance des molettes, par suite leur bon fonctionnement et la conservation des câbles, c'est le moyen d'arriver à la plate-forme supérieure. Généralement, on installe une simple échelle en ligne droite fixée n'importe comment, disposée le long des montants. Qu'arrive-t-il ? C'est qu'avec des chevalements très élevés le préposé hésite à faire de fréquentes visites; il les espace d'autant plus qu'il sait que, le plus souvent, on ne le contrôlera pas. Les paliers sont mal graissés, on ne voit pas les bavures qui se forment quelquefois dans la jante des poulies et qui abîment les câbles, etc. Il est donc nécessaire de rendre aussi facile et aussi peu dangereux que possible l'accès de la plate-forme des molettes pour pouvoir surveiller très facilement cette partie importante de l'installation.

Le chevalement est généralement complété par l'évite-molette qui empêche les cages d'arriver jusqu'aux poulies. Avec les câbles en aloès et le guidage en bois on emploie souvent le resserrement des guides qui provoque le coincement des cages. Il arrive alors ceci lors de la mise aux molettes : ou bien, après le coincement, la machine s'arrête et les choses restent en l'état, ou bien une rupture se produit dans le câble ou son attache : la cage reste alors suspendue dans le vide.

Dans beaucoup d'installations, en même temps que le rapprochement des guides, on place dans le chevalement des taquets de sûreté qui sont soulevés par la cage lors de son passage et qui se referment après par leur propre poids ; de sorte que si le coincement est insuffisant pour retenir la cage dont le câble s'est rompu, elle vient de suite s'appuyer sur les taquets de sûreté.

Dans tous les cas, le câble reçoit un choc violent, qui peut nuire à sa durée, surtout s'il s'agit d'un câble

métallique ; d'autre part la cage et le chevalement lui-même sont détériorés par le choc.

Le procédé le plus rationnel consiste à avoir dans le chevalement des taquets de sûreté à marche certaine et un déclic placé entre le câble et la cage, fonctionnant dès que celle-ci a franchi les dits taquets ; on a peu de chose à craindre, alors, d'une mise aux molettes.

Les systèmes de déclics sont nombreux ; il faut, dans le choix que l'on en fait, s'arrêter à des appareils de fonctionnement sûr, n'étant pas susceptibles de s'ouvrir en pleine marche. Nous en donnons deux types, celui qu'on emploie au Creusot (Fig. 1, 2, 3 et 9, 10, 11, Pl. V) et celui de Haniel et Lueg, généralement usité en Allemagne (Fig. 4, 5, 6, Pl. V).

Parachutes. — Le parachute est en quelque sorte le complément obligé du déclic. Il y en a de beaucoup de systèmes, que nous n'avons pas à décrire ici. Beaucoup sont bons ; le meilleur est celui qui est le mieux surveillé, et cela est tellement vrai que, malgré les modifications et les perfectionnements apportés, il n'y a pas de parachutes qui soit plus efficace que le premier inventé, celui de Machecourt, usité par les mines du Creusot et particulièrement par les mines de Decize, où il a pris naissance.

Nous reproduisons dans les Fig. 7, 8, Pl. V, le parachute de Machecourt du puits Saint-Pierre du Creusot.

Parmi les systèmes de parachutes existant, on devra choisir celui dont le fonctionnement entraînera le moins de dégâts dans le guidage et le matériel et dont l'entretien sera le plus facile ; le parachute à friction remplit ces conditions ; mais il ne faut point perdre de vue que pour être toujours sûr d'un bon fonctionnement il faut une surveillance continuelle de ces appareils, visites régulières, graissage convenable des articulations, essais périodiques.

Aux mines de Decize, comme dans beaucoup d'autres, soucieuses d'avoir toujours des appareils en bon état, cet essai se fait régulièrement tous les huit jours. La cage étant amenée à la recette du jour, se trouve arrêtée à quelques centimètres au-dessus des taquets que l'on



Fig. 15

ferme. Un déclic spécial est placé entre elle et le câble ; on le fait fonctionner et la cage devenant libre est arrêtée par le parachute ou à son défaut par les taquets (Voir Fig. 15).

L'opération se faisant toujours au même point du

guidage, celui-ci ne tarderait pas à être détérioré par les griffes du parachute.

Aussi, dans cette partie, les guides sont-ils munis d'appliques en bois blanc que l'on peut remplacer à volonté.

Lorsque, comme on le fait souvent dans les installations récentes, on emploie le guidage métallique au lieu du guidage en chêne ou en pitchpin (usité généralement en France ou en Allemagne jusqu'à ce jour), le choix du parachute devient plus difficile ; peu de ces appareils donnent complète satisfaction, et plusieurs mines ayant le guidage métallique, n'ont pas hésité à placer à côté un guidage en bois destiné au parachute.

Toutefois, les parachutes agissant sur le guide métallique sont nombreux ; nous citerons le parachute Hypersiel (1), le parachute des mines de Nœux (1), celui des mines de Lens (1), etc.

Recettes. — Nous avons dit au début de ce travail que la rapidité de l'extraction pouvait être obtenue soit en augmentant la vitesse de la machine, surtout en diminuant la durée des manœuvres. Nous devons donc, pour terminer cette étude sur l'extraction, dire quelques mots de l'installation des recettes.

Les cages d'extraction sont généralement à plusieurs étages, on peut donc avoir au jour et au fond autant de recettes qu'il y a d'étages dans la cage ; de sorte que tous les chariots peuvent être sortis en même temps et sans manœuvres, puis pendant la course suivante, être ramenés à la recette inférieure par des balances ou autrement. Ce procédé a comme principal inconvénient d'exiger un personnel nombreux et des cages très longues, si l'on ne veut pas que la faible hauteur des

---

(1) *Bulletin* de la Société de l'Industrie minérale, 3e série, tome III, 1889.

recettes rende la circulation et les manœuvres trop incommodes ; de plus, il encombre considérablement les abords du puits.

En vue d'obvier à ces inconvénients, on a employé l'encagement et le décagement automatiques. On réduit ainsi la main-d'œuvre, tout en employant le minimum de temps. Cette façon d'opérer a été appliquée en Angleterre, en France et en Allemagne par des procédés divers. Tantôt le décagement se fait seul, dès l'ouverture des taquets d'arrêt retenant les bennes, grâce à l'inclinaison des planchers de la cage ; tantôt la sortie des chariots pleins s'effectue sous la poussée des vides refoulés eux-mêmes par un piston hydraulique ou à air comprimé. D'autres fois, le plancher de la cage est articulé et prend une pente favorable au décagement, lorsqu'il vient reposer sur les taquets de la recette.

Les chariots sortant de la cage sont reçus directement dans des balances hydrauliques ou à air comprimé à plusieurs étages qui les ramènent successivement au niveau de la recette unique pendant la cordée suivante ; les vides sont élevés au niveau des étages correspondants de la cage par des balances dont le mouvement peut être produit par le poids des chariots pleins.

Au fond, des systèmes analogues peuvent être installés si l'on ne recule pas devant leur complication. On peut aussi employer les taquets hydrauliques, beaucoup plus simples et moins encombrants pour la recette, mais qui rendent le manœuvre moins rapide.

MM. de Gournay et Mathet ont décrit dans le *Bulletin* de la Société de l'Industrie minérale (1) les installations de décagement et d'encagement automatiques de la mine de Cinder Hill. Nous avons pu de notre côté étudier sur place les installations faites par M. Tomson

(1) Tome XIIIe, 2e série, IVe livraison.

au puits Preussen n° 2, de la Compagnie de Harpen et qui sont basées sur le même principe, mais qui en diffèrent en ce que les chariots pleins servent à remonter les chariots vides, et en ce que le décagement et l'encagement se font sans le secours de piston hydraulique grâce à l'inclinaison du plancher des cages. Il arrive bien parfois par ce procédé que le receveur est obligé d'intervenir pour pousser les chariots de l'un ou l'autre étage qui refusent d'avancer; mais ceci est tout à fait accidentel, et dû la plupart du temps à une déformation du chariot qui fait frotter celui-ci contre les montants de la cage.

Il serait facile d'y remédier en donnant aux cages des largeurs un peu plus grandes.

Le procédé Tomson comporte au jour et au fond la même installation.

Les cages sont à quatre étages avec deux chariots par étage placés bout à bout; les planchers sont inclinés et les berlines sont maintenues par des arrêts que l'on peut effacer tous en même temps.

Lorsque la cage arrive au jour, ses quatre étages se trouvent vis-à-vis des quatre étages d'une balance placée à l'avant, destinée à recevoir les chariots pleins, et d'une balance placée à l'arrière contenant les chariots vides. Les planchers de ces balances sont inclinés dans le même sens, de sorte que, dès l'ouverture des arrêts, les bennes pleines sortent de la cage et sont remplacées par les bennes vides. La cordée suivante commence de suite, et pendant qu'elle s'effectue, la balance contenant les chariots pleins est manœuvrée pour permettre de recevoir ceux-ci à la recette. En même temps, celle qui contient les chariots vides vient se mettre en position.

Les balances sont au nombre de quatre ; elles sont supportées chacune par un piston hydraulique qui permet de les relever ou de les abaisser. De plus, elles sont

reliées deux à deux par une chaîne passant sur une poulie, de sorte que leur poids s'équilibre.

Enfin, l'appareil hydraulique de chaque balance (côté des pleins) est en communication avec celui de la balance correspondant à l'autre cage (côté des vides). Un appareil de distribution se trouve sur ces deux conduites et permet d'obtenir par la manœuvre de simples leviers, les mouvements isolés ou simultanés des balances.

L'eau comprimée est fournie par un accumulateur hydraulique.

La recette du fond est installée d'une manière semblable.

La durée de manœuvre est de 10 secondes.

Le personnel se compose de :

2 hommes à la recette
1 mécanicien des ascenseurs,

et souvent un gamin ou un invalide pour aider les chariots récalcitrants à passer d'une cage dans l'autre.

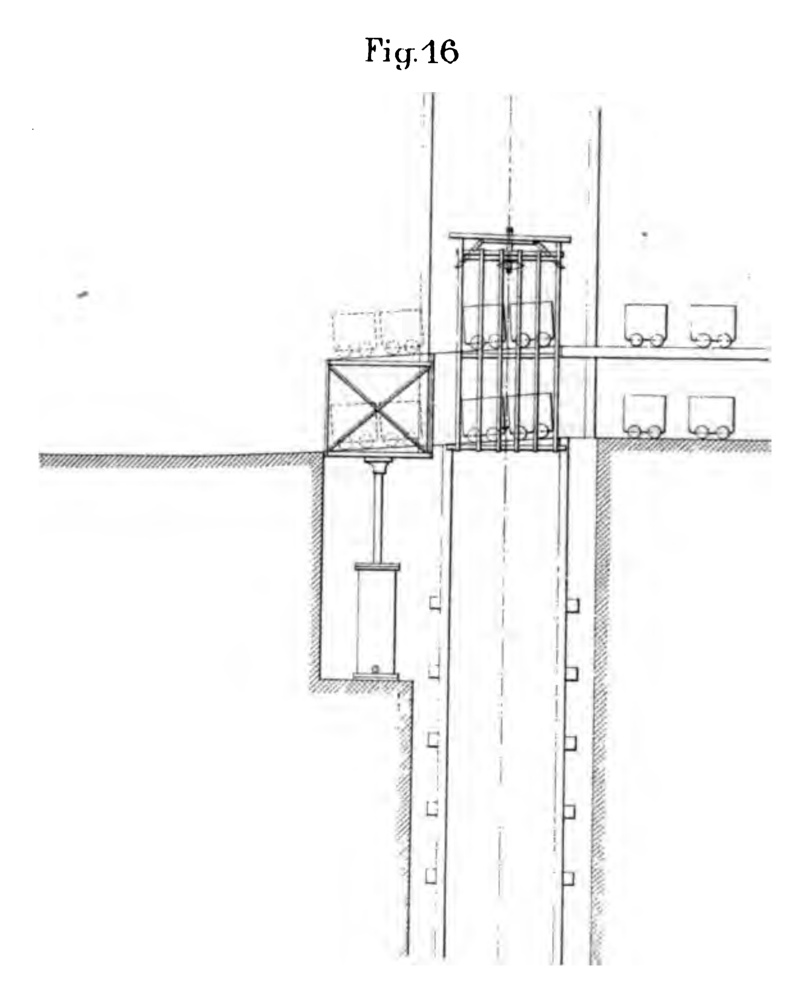
Les bennes pleines sont conduites directement aux culbuteurs circulaires placés non loin de là et reviennent vides, ramenées à proximité de l'encageur par un petit traînage.

Une installation comme celle de Preussen n'est applicable que lorsque (et c'est souvent le cas) le puits possède une recette de service pour les bois, le remplacement des cages, la mise des bennes à eau, etc., etc., car les recettes à charbon sont complètement et toujours encombrées.

Lorsque le puits ne possède qu'une recette à l'extérieur, il est nécessaire, pour jouir des avantages du procédé, d'y apporter quelques modifications ; c'est ce que nous avons fait dans l'étude de l'installation que nous préparons pour le puits de 1.000 mètres de

Ronchamp. En raison de l'extraction modeste que doit faire le puits, à ses débuts surtout, nos cages ne sont qu'à deux étages ; nous avons supprimé les balances

Fig. 16



du côté des chariots vides, en établissant une plate-forme à 2 mètres de hauteur (distance séparant les planchers de nos cages) (Fig. 16). Les chariots vides sont amenés sur cette plate-forme servant de deuxième recette par un petit trainage mécanique. Du côté des

pleins, deux balances dont les cylindres hydrauliques communiquent et sont en relation avec la distribution d'eau. Ces balances ont exactement 2 mètres de haut ; le toit de chacune correspond au 2e étage de la cage et reçoit des fers à ⊔ servant de rails.

Lorsque les pistons sont à fond de course, les balances sont tout entières dans le sol et leur toit forme la continuation du sol de la recette. Les abords du puits sont absolument dégagés, et on peut ouvrir le grand portail qui en ferme l'entrée et permet le changement des cages ou les manœuvres diverses. Le plancher inférieur de la balance est fortement incliné, de sorte que lorsque le receveur pousse les chariots vides, les chariots pleins ne font que la traverser sans s'y arrêter, et continuent leur course vers les culbuteurs. Pendant la cordée suivante, on n'aura donc qu'à recevoir les chariots de l'étage du dessus.

Le système, comme on le voit, est de toute simplicité et les manœuvres sont réduites au strict minimum. La main-d'œuvre est de peu d'importance malgré l'encagement à la main. On compte sur trois ouvriers dont deux jeunes gens pour une production de 700 tonnes.

L'installation est étudiée pour permettre plus tard l'emploi de cages à 3 étages, ce qui porterait la puissance d'extraction à 1.100 tonnes par jour, avec un ouvrier en plus à la recette.

Epuisement.

La machine d'extraction est insuffisante à assurer le service d'un puits, lorsque, en dehors du minerai et des matériaux divers, il faut extraire une quantité considérable d'eau. L'épuisement ne peut se faire par la machine d'extraction que pendant un temps très limité. Si donc la venue est supérieure à ce que l'on peut retirer

dans ces conditions, il faut avoir recours à des procédés spéciaux.

La quantité d'eau que l'on peut retirer par bennes d'un puits à grande profondeur dépend :

1° Du temps que l'on peut consacrer chaque jour à l'épuisement ;

2° De la façon dont le puits est installé, et en particulier de la charge que peut soulever le câble d'extraction.

L'épuisement ne peut se faire généralement que pendant la nuit, après la descente du poste et des approvisionnements de bois et matériaux divers. Il doit cesser suffisamment tôt pour que la visite du puits et du guidage puisse être effectuée avant la remonte des ouvriers de nuit et la descente de ceux de jour.

Il y a là un intervalle de peu d'heures. Si nous supposons que le poste de nuit doive être descendu à 6 heures du soir et qu'il doive commencer à remonter à 3 heures du matin, que la descente des bois et matériaux exige 2 heures et la visite du puits avec les menues réparations à faire, 3 heures, il ne reste que 4 heures à consacrer à l'épuisement, et cela en admettant qu'il n'y a pas de réparations urgentes à faire ou que celles-ci peuvent être renvoyées au dimanche ou au prochain jour de chômage.

Si nous prenons un puits de 1.000 mètres de profondeur, dont la machine marche à une vitesse moyenne de 10 mètres par seconde, si nous admettons que la vidange des bennes à eau au jour exige 30 secondes, la cordée totale durera 130 secondes. Si la machine est susceptible de soulever une charge de 8.000 kilos, cage comprise, on pourra employer une benne à eau d'environ 3.000 kilos contenant 5.000 kilos d'eau. Toutes les

130 secondes, on extraira 5 mètres cubes et pendant les 4 heures consacrées à l'épuisement un volume de :

$$\frac{5 \times 60 \times 60 \times 4}{130} = 554^{m^3}.$$

Ce maximum représente un débit de :

$$\frac{554}{24 \times 60} = 0^{m^3},384 \text{ par minute.}$$

qui est bien peu de chose relativement aux quantités que l'on est appelé à extraire dans certaines mines.

Dans bien des cas, ce moyen d'épuisement sera donc insuffisant et il faudra recourir à l'emploi des pompes.

Les machines d'épuisement pour puits profonds peuvent difficilement employer la maîtresse tige, à cause des poids énormes auxquels on est amené pour cet engin, déjà peu maniable et fort coûteux d'installation et d'entretien, aux profondeurs ordinaires ; et de l'encombrement qui en résulte dans le puits. Il faut donc recourir à la pompe élévatoire placée au fond.

Pour mettre en mouvement ces pompes intérieures, on peut employer la vapeur, l'air comprimé, l'eau sous pression ou l'électricité.

La vapeur est toujours, sur un puits, l'élément primitif de toute production de force ; il est donc naturel d'essayer de l'employer directement sans passer par l'air comprimé, l'eau sous pression ou l'électricité qui ne sont que des intermédiaires.

Malheureusement cet emploi direct présente de tels inconvénients pour des puits profonds, qu'il semble préférable d'employer les intermédiaires dont nous parlons, au risque d'une complication plus grande et peut-être d'un rendement moindre. Pour une pompe intérieure, située à une grande profondeur, il y a deux inconvénients principaux à l'emploi de la vapeur :

1° la longueur de la conduite;

2° l'impossibilité de l'emploi de la condensation, et comme conséquence, les ennuis de l'échappement à l'air libre.

La conduite de vapeur est très longue, et pour si bien qu'elle soit enveloppée et entretenue, les pertes sont considérables.

La quantité d'eau produite par la condensation par heure et par mètre carré de surface intérieure de tuyau bien enveloppé, est donnée approximativement par la formule :

$$\gamma = 0{,}575 \sqrt[3]{p} \text{ (1)}$$

γ est exprimé en kilos et p en atmosphères.

M. le professeur Gutermuth a fait au puits Josepha de la mine Gehrard (Saarbrück) sur des conduites de vapeur alimentant des pompes intérieures, des expériences qui ont donné les résultats suivants (1) :

PRESSION de la VAPEUR — Atmosphères	CONDENSATION par heure et par mètre carré, de surface intérieure de la conduite	
	EN FONTE de 0,140 de diamètre	EN FER de 0,075 de diamètre
3	1,03	1,10
4	1,09	1,21
5	1,21	1,29
6	1,33	1,35

A Anzin, M. Barry a trouvé les chiffres suivants :

(1) Ledoux. Annales des mines. Novembre 1892.

Vapeur au repos.

DIAMÈTRE intérieur de la conduite	PRESSION de la vapeur	Condensation par heure	SURFACE intérieure du tuyau	LONGUEUR des tuyaux	Condensation par heure et par mètre carré de surface
millimètres	kilogrammes	kilogrammes	mètres carrés	mètres	
100	3	64,3	97,64	305,80	
100	3	64,9	97,64	305,80	
100	6	79,5	97,64	305,80	0^{k},795
100	6	99,5	97,64	305,80	
100	6	83,0	97,64	305,80	
71	3	56,7	69,25	304,90	
71	3	58,7	69,25	304,90	0^{k},809
71	6	52,7	69,25	304,90	
47	3	68,1	45,66	303,60	
47	3	70,1	45,66	303,60	
47	6	80,1	45,66	303,60	1^{k},800
47	6	93,1	45,66	303,60	
47	6	93,1	45,66	303,60	

Des expériences faites sur la vapeur en mouvement, ont démontré que la condensation est à peu près la même que lorsque la vapeur est au repos ; et il semble que le chiffre de 0^{k},800 peut être adopté comme moyenne pour le poids d'eau condensée par mètre carré de surface intérieure et par heure dans une conduite munie d'un bon calorifuge.

Si nous supposons une tuyauterie de 0^{m},20 de diamètre intérieur et de 1.000 mètres de longueur servant au passage de vapeur à 6 kilos de pression, la condensation totale par heure sera de :

$$\pi \times 0,2 \times 1.000 \times 0,800 = 502^{k},656$$

et cette condensation se produira, que la pompe soit arrêtée ou en marche, car il n'est pas possible pendant les arrêts de supprimer la vapeur dans la conduite. Ce chiffre même ne doit être considéré que comme un minimum, car il s'applique à une conduite parfaitement enveloppée et sèche, ce qui est difficile à obtenir dans un puits de mine où la surveillance n'est pas commode.

Avant l'arrivée de la vapeur à la pompe, il y aura donc déjà une perte qui ne sera pas négligeable, et qui pourra être très importante. Une autre cause qui augmentera la dépense de force motrice, c'est l'impossibilité d'employer la condensation dans les pompes souterraines, lorsqu'elles sont placées à une profondeur trop grande.

Appelons :

P le poids d'eau à élever par seconde (nous supposons que ce poids représente la venue) ;

H la hauteur d'élévation ;

$\frac{m}{100}$ le rapport entre le travail utile et le travail indiqué ;

q le poids de vapeur nécessaire pour produire le travail indiqué de 1 cheval pendant 1 heure ;

K la quantité pratique d'eau qu'il faut donner au condenseur pour 1 kilo de vapeur.

Le travail utile est PH.

Le travail indiqué sera donc :

$$\frac{PH \times 100}{m}.$$

Le poids de vapeur nécessaire pour produire 1 kilogrammètre pendant 1 seconde sera :

$$\frac{q}{75 \times 3600}.$$

La quantité de vapeur consommée par seconde sera par suite :

$$\frac{P \times H \times 100}{m} \times \frac{q}{75 \times 3600}.$$

Ce poids devant être pris sur la venue, ne pourra être supérieur à celle-ci ; par conséquent il doit être plus petit que P. Il faut donc que :

$$\frac{H \times 100}{m} \times \frac{q}{75 \times 3600} \times K \leqslant 1$$

Soit :

$$\frac{HqK}{m} \frac{1}{2700} \leqslant 1$$

Cette inégalité permettra de déterminer pour chaque cas, la profondeur limite à laquelle la condensation cesse d'être applicable. On remarquera que, plus la profondeur est grande, plus K est grand lui-même, car la température de l'eau employée à la condensation est plus élevée ; il arrivera même un moment où toute condensation sera impossible, du fait de cette température.

On admet que l'extrême limite de température de l'eau sortant du condenseur doit être de 45°. Au-dessus le vide est trop imparfait. Les quantités pratiques d'eau nécessaires pour condenser 1 kilo de vapeur sont :

Avec de l'eau à	15°	30 kilogs
—	20°	40 —
—	30°	40 —
—	40°	60 —

On suppose que dans les deux premiers cas l'eau de condensation sort à 35° et dans les deux derniers à 45°.

Si nous reprenons l'inégalité :

$$\frac{HqK}{m} \frac{1}{2700} \leqslant 1$$

Que nous fassions :

$$K = 40$$
$$q = 7^k$$
$$m = 70$$

On trouve :

$$H \leqslant 675^m.$$

et cela suppose que l'eau d'épuisement n'aura pas une température de plus de 25 à 30°.

La conséquence de tout cela est qu'il faut renoncer à la condensation pour les grandes profondeurs. Il en résulte pour les pompes mues par la vapeur un inconvénient de plus à ajouter aux autres. L'échappement doit se faire à l'air libre, soit dans le puits de retour d'air, ce qui rendra celui-ci inutilisable pour l'extraction et la circulation, et sera mauvais d'ailleurs pour la conservation du matériel ; soit dans une galerie abandonnée ou dans de vieux travaux, ce qui contribuera à augmenter encore la température élevée de la partie de la mine où se trouve la machine. Le mieux est donc de renoncer à l'emploi direct de la vapeur.

Nous n'avons pas connaissance que l'on ait employé l'air comprimé pour des pompes souterraines de mines profondes. En raison de la température élevée qui règne dans la salle des machines à cause de la profondeur, les effets de congélation dus à la détente pourraient être évités. On aurait d'ailleurs la possibilité de les combattre par les artifices habituellement employés. L'emploi de l'air comprimé présenterait de gros avantages sur celui de la vapeur et ne compliquerait pas beaucoup les installations extérieures qui souvent sont déjà munies de compresseurs ; il n'y aurait qu'à en augmenter le nombre ou la puissance.

Pompes à transmission hydraulique. Système Kaselousky. — Depuis quelques années on a installé

en Allemagne des pompes intérieures élevant d'un seul jet, de profondeurs considérables (on a atteint 620 mètres), des quantités d'eau variant de 2 à 5$^{m^3}$ par minute. L'emploi de la vapeur a été supprimé et remplacé par celui de l'eau sous pression.

Voici quel en est le principe :

Un piston à vapeur C (voir Fig. 4 et 5, Pl. V) actionne une pompe qui aspire de l'eau et la refoule sous un régulateur de pression R. Une tuyauterie T envoie cette eau comprimée à 250 kilos par centimètre carré à un moteur P' placé au fond qui actionne la pompe d'épuisement *p*. L'eau de la mine est amenée jusqu'à la surface par la conduite *t*.

Après avoir agi dans la machine P' l'eau sous pression est refoulée au jour dans une conduite T' débouchant dans un réservoir *r* où vient la reprendre la pompe P.

Ce réservoir *r* reçoit en outre une petite venue d'eau pure destinée à remplacer l'eau motrice perdue par les fuites.

La pompe P remet cette eau en circulation après l'avoir de nouveau comprimée. On se sert donc toujours de la même eau motrice. Elle vient se charger de force dans le cylindre P, va transmettre cette force à la machine P', et revient se recharger. Une partie de cette force est absorbée par les frottements dans les tuyaux et les appareils ; il faut donc diminuer ceux-ci le plus possible : on y parvient en mélangeant à l'eau motrice de la glycérine ou de la vaseline. L'eau est ici une pièce de machine en mouvement glissant sur une autre ; il faut, comme on le fait pour toutes les pièces de machine, la graisser convenablement. Les pistons des pompes n'ont pas un mouvement uniforme. L'eau circulant dans les tuyaux a donc des

vitesses variables ; des coups de bélier en résulteraient si l'on ne plaçait des appareils destinés à les éviter.

Ces appareils sont des régulateurs de pression, permettant d'emmagasiner un excédent d'eau, et de restituer celui-ci aux moments voulus.

L'un d'eux est placé au jour sur la conduite d'eau motrice, c'est le plus important ; il règle en effet la pression de marche du système. Un autre est au bas de cette conduite, à son entrée dans la salle des machines, un troisième se trouve sur la colonne de retour à la base du puits. Le retour d'eau débouchant au jour dans l'atmosphère, dans un réservoir *r*, où vient la prendre la pompe P, il est inutile de placer un quatrième régulateur en ce point.

Les régulateurs de pression sont, dans le système Kaselousky, construits sur le même principe.

Ils se composent essentiellement (voir Fig. 5, Pl. V) : de deux cylindres A et B reliés solidement ; ces cylindres sont de section différente et reçoivent deux pistons P P' portés par la même tige.

Sur la surface supérieure du piston P, agit l'air comprimé produit par un appareil spécial.

En dessous du piston P' arrive l'eau de la conduite motrice.

On conçoit que les surfaces de piston P et P' étant convenablement calculées, et l'air comprimé ayant une pression déterminée, on obtienne pour l'eau circulant dans la conduite, une pression constante qui sera celle que l'on se sera imposée. Si la vitesse de l'eau augmente le piston P' montera ; si elle diminue, le piston P' s'abaissera et il ne se produira aucun coup de bélier.

La pompe du système Kaselousky exige comme installation :

(A) Au jour.

1° Une machine à vapeur attelée sur une pompe foulante ;

2° Un petit appareil producteur d'air comprimé ;

3° Un régulateur de pression ;

4° Une petite pompe alimentaire pour les pertes d'eau (l'eau employée comme moteur ne peut pas être l'eau de la mine, trop sale et souvent trop acide).

(B) Dans le puits.

1° Une tuyauterie pour l'eau motrice à 250^k ;

2° Une colonne de retour de l'eau ayant servi ;

3° Une tuyauterie de faible diamètre pour l'air comprimé allant aux régulateurs intérieurs ;

4° La conduite de refoulement de l'eau d'épuisement.

(C) Dans la mine.

1° La machine motrice à eau sous pression et les pompes élévatoires qu'elle commande ;

2° Le régulateur sur la conduite motrice ;

3° Le régulateur sur la conduite de retour.

Les machines de ce système fonctionnant en Westphalie ont été décrites par MM. Griot et Rodde dans le *Bulletin de l'Industrie minérale* (1).

Nous nous bornerons ici à rappeler les dimensions principales de l'installation de la mine Pluto à Wanne.

Pompe Kaselousky de la mine Pluto. — La quantité d'eau à extraire est de $2^{m3},5$ par minute, d'une profondeur de 520 mètres.

La machine motrice est horizontale, à 2 cylindres de 870^{mm} de diamètre et $1^m,10$ de course ; elle marche à

(1) Série III, t. X, 1re livraison.

détente et condensation, et actionne la pompe de pression à double effet de 78 ^{mm} de diamètre au piston.

La conduite d'eau sous pression a 60 millimètres de diamètre; elle est en acier sans soudure; la conduite de retour a 70 millimètres, celle de l'air comprimé 10 millimètres, et enfin la conduite destinée à l'eau d'épuisement 180 millimètres.

L'eau motrice a une pression de 220 à 250 kilos par centimètre carré.

Le régulateur du jour a les dimensions suivantes :

Piston à air, diamètre..........	520^{mm}.
Piston à eau..................	160
Pression de l'air...............	21^{k},5

pour une marche de 47 tours.

Dans le réservoir du jour dans lequel arrive l'eau destinée à être reprise par la pompe, le niveau est à 1^{m},50 au-dessus des pompes motrices.

Les oscillations des accumulateurs sont, au jour, de 30 à 50 millimètres, et au fond de 15 millimètres pour la conduite motrice et 30 millimètres pour la conduite de retour.

Les pompes Kaselousky ont jusqu'à présent donné des résultats satisfaisants comme rendement et comme fonctionnement, dans les mines où on les a employées, le rendement se rapproche de celui des pompes à maîtresse-tige, l'installation occupe peu de place dans le fond et demande peu d'entretien; la pompe peut à la rigueur marcher noyée.

L'installation des tuyauteries prend peu de place dans le puits; on ne peut reprocher à ce système que la difficulté d'obtenir de bons joints.

Pompes électriques. — Sous le rapport du peu d'encombrement des appareils à l'intérieur, de leur simplicité, de leur facilité d'entretien, comme aussi sous celui

du minimum de place occupé dans les puits et de la facilité de mise en marche, la pompe à transmission électrique est certainement préférable à la pompe à transmission hydraulique, mais son rendement mécanique est peut-être un peu moindre. La pompe électrique se prête à toutes les profondeurs ; elle comprend :

1° *Au jour :* La machine génératrice de courant formée d'une machine à vapeur dont la dynamo fait volant ;

2° *Dans le puits :* La tuyauterie de la pompe et deux conducteurs électriques ;

3° *Au fond :* La pompe dont le volant est remplacé par la réceptrice de courant.

Nous allons décrire sommairement la pompe électrique des puits n°s 1 et 2 de la mine *Zollwerein, à Cartenberg (Westphalie).*

La venue d'eau à extraire de la profondeur de 400 mètres est de 3$^{m^3}$ par minute, soit 180$^{m^3}$ par heure. La machine motrice est du type vertical à deux cylindres en tandem, dont le volant est remplacé par l'induit d'une dynamo à courant continu.

Le cylindre à haute pression a un diamètre de 700 millimètres ; celui à basse pression 1^{m},100.

La course est de 500 millimètres.

La distribution se fait par tiroirs.

La machine marche à 150 tours et produit 450 chevaux.

La dynamo fournit 300 ampères sous 1 000 volts.

L'arbre de la machine porte une dynamo excitatrice à courants alternatifs de 100 ampères sous 110 volts ; mais pendant la mise en train et jusqu'au moment où la vitesse normale est atteinte, c'est une dynamo placée en dehors et mue directement qui fournit l'excitation. A partir de l'instant où la vitesse est normale, le circuit

excitateur extérieur est coupé et est remplacé par celui qui est fourni par la dynamo de l'arbre.

Pour maintenir une tension constante, un régulateur (système Jordan) est fixé sur le tableau de distribution ; il est mû par un petit moteur de 1/4 de cheval.

La dynamo motrice est à 20 pôles. Le courant est amené au tableau de distribution par des câbles placés sous le sol. Sur le tableau sont fixés les appareils de mesure, ceux de mise en train et d'interruption des machines excitatrices, et le levier de commande de l'interrupteur à haute tension. Celui-ci, ainsi que les coupe-circuit en plomb, sont placés derrière le tableau, de façon à écarter tout danger.

Du tableau, le courant continu à haute tension est dirigé dans le puits par deux câbles, ayant chacun une section métallique de

$$3 \times 180 \text{ millimètres carrés.}$$

Les fils bien isolés sont enfermés dans une enveloppe en plomb, recouverte de fils d'acier.

Dans la mine, la dynamo réceptrice est fixée directement sur l'arbre du volant des pompes, et sa partie mobile tient lieu de celui-ci.

Son diamètre est de $4^{m},50$ et sa vitesse de 60 tours par minute.

La pompe est du type différentiel, le diamètre du petit plongeur est de 127 millimètres et celui du grand de 180 avec une course de 1 mètre.

L'installation fonctionne très bien ; le travail indiqué est de 426 chevaux à 142 tours ; la pompe fournit dans ces conditions 3.050 litres à la minute, à la marche de 60,2 tours de la réceptrice et une hauteur d'élévation de 411 mètres.

Le travail effectif de l'eau élevée est de 278 chevaux.

L'effet utile est donc de

$$\frac{278}{426} = 0,655.$$

En admettant une consommation de vapeur de 7 kilos par cheval indiqué et par heure, la consommation de vapeur est de $10^{k},65$ par cheval et par heure utile.

La pompe électrique présente, sur les autres, cet avantage de pouvoir marcher à grande vitesse, ce qui réduit au minimum les dimensions des organes pour un même débit, et fait que malgré la dépense de cuivre nécessaire pour les câbles et les dynamos, le coût de l'installation n'est pas supérieur à celui des pompes hydrauliques.

La place occupée est du reste réduite au minimum ; les frais d'entretien sont peu de chose pour un appareil bien établi : la surveillance à exercer se fait dans des parties facilement accessibles et sur un nombre peu important d'organes.

Les difficultés d'épuisement n'augmentent pas avec la profondeur comme avec les autres systèmes. Il est donc permis de dire que la pompe à transmission électrique est la pompe des mines profondes.

Conclusions.

Les conclusions que nous tirerons de l'étude générale que nous venons de faire sur les conditions d'exploitation des mines à grandes profondeurs sont les suivantes :

Création de sièges d'exploitation composés de deux puits distincts, l'un d'entrée d'air, l'autre de retour, pouvant être installés tous deux pour l'extraction en vue d'une grande production.

Les puits seront de préférence circulaires, de grands diamètres, muraillés pour avoir des parois aussi lisses que possible (ceci au point de vue de l'aérage).

Les recettes seront organisées à l'extérieur et à l'intérieur, en vue de réaliser, avec l'économie de la main-d'œuvre, le minimum de durée des manœuvres, pour permettre d'obtenir, avec une machine de vitesse donnée, le maximum de production par heure. L'encagement et le décagement automatiques sont donc à recommander.

Pour un nombre de chariots déterminé à monter par cordée, on devra avoir le minimum d'étages dans les cages.

On apportera tous les soins possibles à l'établissement d'un bon guidage et il faudra s'entourer de tous les appareils de sécurité qui permettent d'atteindre sans danger des vitesses considérables.

Chevalement métallique, de hauteur minima égale à un tour de câble sur les tambours; molettes de grand diamètre, avec fourrure en segments de bois facilement remplaçables, pour éviter les bavures de la gorge et l'usure des câbles.

Câbles en acier à grande résistance, ronds, diminués, surveillés de très près et de façon rationnelle. Ces câbles s'enrouleront sur tambours coniques ou cylindro-coniques, fous sur leur arbre, et chacun muni d'un frein se manœuvrant par la vapeur, à la main, et fonctionnant automatiquement lorsque la cage dépasse un point donné.

Ces tambours seront de préférence placés l'un derrière l'autre pour diminuer la portée de l'arbre, et l'angle du câble avec le plan vertical de la molette.

Machine largement calculée, utilisant de la vapeur à haute pression. On emploiera au moins la double expansion, et dans ce cas, un moteur à quatre cylindres, en tandem deux à deux, horizontal de préférence.

Détente variable par le régulateur. Condensation, si l'on possède un atelier de condensation centrale, ce qui est à désirer sur un puits où forcément se trouveront concentrées un grand nombre de machines, représentant une quantité considérable de chevaux-vapeur.

Aérage puissant, par ventilateur à fort débit et forte dépression. Ventilateur de relai.

Epuisement par pompe élévatoire d'un seul jet, avec transmission électrique, si l'on a affaire à une venue d'eau sérieuse.

Les perfectionnements qui se produisent chaque jour dans l'art des mines modifieront peu à peu les règles générales que nous venons d'indiquer. Les appareils d'extraction sont, croyons-nous, appelés à se transformer grandement ; le câble, qui de gros et lourd qu'il était autrefois, devient chaque jour plus léger et plus petit, comme s'il s'acheminait de lui-même vers la suppression finale, disparaîtra à son tour, comme ont disparu, pour les pompes de mines profondes, la maîtresse-tige et les conduites de vapeur.

A partir de ce moment, la vraie solution du problème de l'extraction à grandes profondeurs sera trouvée, et il n'y aura d'autre limite à l'exploitation, que celle qui sera imposée par la température élevée des roches, rendant impossible aux hommes un séjour d'une certaine durée dans les travaux.

Ronchamp, 7 février 1900.

LES CONDITIONS D'EXPLOITATION

A GRANDE PROFONDEUR

EN BELGIQUE

Par M. Simon STASSART, ingénieur au Corps des Mines de Belgique,
Professeur d'exploitation à l'Ecole des Mines du Hainaut.

Le présent rapport est limité à l'étude des conditions d'exploitation à grande profondeur dans le bassin houiller belge et plus particulièrement dans les sièges suivants dont les exploitations sont les plus profondes :

Puits Saint-André du Poirier, étage inférieur à 940 mètres.

Puits n° 11 de Marcinelle, étage inférieur à 986 mètres.

Puits n° 10 de l'Agrappe, étage inférieur à 1.000 mètres.

Puits n° 1 des Charbonnages de Marchienne, étage inférieur à 1.025 mètres.

Puits n° 18 des Produits du Flénu, étage inférieur à 1.150 mètres.

Je crois utile de donner tout d'abord une description succincte des sièges mentionnés ci-dessus :

Siège n° 18 des Charbonnages des Produits à Flénu (Borinage).

Ce siège se compose de deux puits : l'un servant à l'extraction et à l'entrée de l'air, le second au retour du courant ventilateur.

Le premier a une section elliptique dont les axes ont respectivement 3^{m},10 et 2^{m},60 et a atteint une profondeur de 1.166 mètres; le second a une section circulaire de 3 mètres de diamètre jusque 600 mètres, et de 275 mètres en dessous.

Les morts-terrains n'ont qu'une épaisseur de 12 mètres et contiennent à la base des bancs imperméables.

Le siège n° 18 a exploité jusqu'à l'étage de 547 mètres le gisement bien connu des grandes plateures du comble Midi; il a traversé à 720 mètres la naye du bassin qui est inclinée vers le Sud et a pénétré à partir de ce point dans le comble Nord où il a trouvé une zone dérangée qui a pris fin vers 1.070 mètres.

Les puits ont rencontré sous ce niveau un groupe de neuf couches, en allure régulière, inclinées au midi de 20 à 25 degrés, et dont la puissance en charbon varie de 0^{m},40 à 1 mètre. Leur teneur en matières volatiles est de 14 à 15 °/₀, les veines numéros 4, 5, 6, ont été mises en déhouillement par un étage créé entre les niveaux de 1.150 mètres et 1.100 mètres; leur exploitation donne des résultats satisfaisants. La production, à ses débuts, n'est que de 110 tonnes par jour.

Le rendement de l'ouvrier à la veine est de 4^{t}500, celui de l'ouvrier du fond, abstraction faite des travaux préparatoires, est de 0^{t},846.

La machine d'extraction a deux cylindres de 1^{m},10 de diamètre, la course du piston est de 2 mètres.

Elle est du type horizontal, à détente commandée par le régulateur, à distribution par soupapes. Elle attaque, au moyen de deux manivelles contrepoids, l'arbre des bobines, lequel a 0^{m},58 de diamètre et ne pèse pas moins de 10 tonnes.

Le frein est à mâchoires, enserrant une poulie dont la jante a 5 mètres de diamètre.

Le chevalement est du type pyramidal à poutres tubulaires à parois pleines.

La recette est située à 9 mètres au-dessus du sol et est à palier unique.

L'axe des molettes, lesquelles sont en fonte et ont 4 mètres de diamètre, se trouve à 20 mètres au-dessus de la recette.

Le chevalement, y compris les molettes, pèse 100 tonnes.

Le guidonnage est constitué par des rails de $8^{m},97$ de longueur, pesant $37^{k},500$ par mètre courant.

Les traverses sont constituées par des poutrelles de $0^{m},250$ de hauteur, pesant 45 kilos le mètre.

Elles sont espacées de $4^{m},50$ d'axe en axe.

Les joints sont croisés et le jeu est de $0^{m},030$.

La recette du fond va être aménagée en 2 paliers réunis par une balance sèche.

Les cages sont en fer, à 6 paliers, à un chariot chacun.

Les câbles sont en aloès, à dix aussières.

Les dimensions, poids de ces divers engins seront donnés au cours du rapport.

L'ancienne machine d'extraction a été aménagée pour servir de cabestan de secours.

Le câble de sauvetage est rond, en fil d'acier galvanisé et à section décroissante.

Il est constitué en 6 torons dont le nombre de fils est successivement de 9, 8, 7.

Les fils ont 2 millimètres de diamètre et leur charge de rupture est de 130 kilos par millimètre carré. Ce câble pèse 1 kil. $^{1}/_{2}$ par mètre. Il actionne un cuffat non guidé.

La ventilation est assurée par un ventilateur Rateau de $2^{m},80$ de diamètre attaqué par une machine à détente Meyer.

La dépression normale est de 90 millimètres, la machine permet une marche forcée à 150 millimètres.

Le volume est alors de 40 mètres cubes (dans l'état actuel des travaux, en partie en préparation). Le point le plus profond a été atteint par une vallée en veine qui a été arrêtée à 1.198^{m}50.

L'air comprimé est formé par un compresseur Hanarte, double, de 0^{m},45 de diamètre et de 1^{m},20 de course.

La batterie de générateurs est constituée par 5 chaudières à 2 bouilleurs de 100 mètres carrés de surface de chauffe, munies d'un réchauffeur Piedbœuf.

Ces chaudières fonctionnent à une pression voisine de six atmosphères.

Siège n° 10 des Charbonnages de l'Agrappe à Pâturages (Borinage).

(Appartenant à la Compagnie des Charbonnages belges).

Ce siège comprend trois puits servant respectivement à l'extraction, au retour de l'air et à l'exhaure, et ayant les profondeurs de 1.015, 1,050, 350 mètres.

Ces puits sont circulaires et ont les diamètres de 4 mètres, 3^{m},50, 4 mètres. Les terrains de recouvrements ont seulement 8 mètres d'épaisseur. Le gisement se compose de la série de dressants et plateures caractéristiques de la partie Midi du versant Sud du bassin et comprend les veines inférieures du groupe des couches grasses. Ces veines contiennent de 19 à 21 °/₀ de matières volatiles.

Le siège a exploité anciennement six couches jusque la profondeur de 480 mètres.

Après un certain temps d'arrêt causé par les résultats médiocres donnés par les travaux de recherches, l'approfondissement du puits a été repris. Un faisceau de six couches a été rencontré entre les profondeurs de 950 et 1.050 mètres.

Les travaux ont été ouverts dans trois d'entre elles, n°s 1, 2, 3 (Saint-Louis, Saint-Isaac, Saint-Edouard), dont la puissance varie de 0,50 à 0,80.

Ils n'ont encore pu atteindre qu'un développement très restreint, ce qui explique la faible production de ce siège.

Le gisement qui s'est montré assez dérangé à l'étage de 1.000 mètres paraît se régulariser en profondeur.

La production journalière est de 175 tonnes, avec un effet utile de $4^t,5$ par ouvrier à veine et de $0^t,625$ par ouvrier du fond (les ouvriers des travaux préparatoires non compris).

L'entretien des travaux y est onéreux par suite de la forte pression des terrains et particulièrement par le soulèvement du mur.

La machine d'extraction est à 2 cylindres horizontaux de $1^m,100$ de diamètre, $1^m,800$ de course.

La distribution est à soupapes commandées par cames.

La détente est variable au gré du machiniste. L'arbre des bobines a $0^m,45$ de diamètre. Le frein est à mâchoires, le diamètre de la poulie est de 4 mètres.

Le chevalement est du type triangulaire avec poutres en treillis et faux-carré dépendant, c'est-à-dire que deux des poutres d'angle de celui-ci sont constituées par les montants du chevalement, lesquels sont donc verticaux. L'axe des molettes se trouve à $19^m,400$ au-dessus de la recette et à $26^m,400$ au-dessus du sol. Les molettes ont 4 mètres de diamètre. Le poids du chevalement complet est de 56.500 kilos.

Le guidonnage est en bois. Il se compose de guides de $0^m,12$ sur $0^m,15$ soutenus par des traverses de $0^m,20$ sur $0^m,15$, espacées de 2 mètres.

Les cages sont en fer plat à 3 paliers, contenant chacun 2 chariots en tandem. Elles sont guidées par les petits

côtés. La recette du jour est à un seul palier, celle du fond a 2 niveaux d'encagement reliés par un petit plan incliné. Les câbles sont en aloès ; l'un a 10 aussières, le second en a 8, mais ce dernier sera remplacé à la fin de sa garantie par un câble semblable au premier (voir plus loin ses dimensions).

Le cabestan de secours sert en même temps au service du puits d'exhaure.

Le service de la ventilation comprend : 1° un ventilateur Guibal de 9 mètres de diamètre et 2 mètres de largeur commandé par courroie et débitant en marche normale 38 mètres cubes sous une dépression de 90 mètres.

Le moteur de cet appareil est horizontal, a un cylindre de 0,850 de diamètre et de 1^m,200 de course, fonctionnant à détente et sans condensation. Les diamètres des poulies sont respectivement de 2^m,400 à 6 mètres ;

2° Un ventilateur Guibal de réserve de 6 mètres de diamètre.

L'air comprimé utilisé pour les travaux préparatoires est produit par un compresseur monocylindrique de 0^m,428 de diamètre et 0^m,690 de course.

L'installation d'exhaure comporte : 1° une machine souterraine établie au niveau de 480 mètres, qui refoule dans un réservoir situé à 350 mètres une venue de 100 mètres cubes par jour ; 2° une machine à traction directe dont le cylindre a 3^m,300 de diamètre et 4 mètres de course.

Elle fonctionne sans détente, et avec condensation ; elle élève par coup un mètre cube d'eau de la profondeur de 350 mètres au moyen de six jeux de pompe ; son débit normal est de 1.400 mètres cubes et peut atteindre aisément 2.500 mètres cubes. Ces eaux sont reprises en partie par une pompeuse horizontale dont les deux pistons plongeurs ont 0^m,110 de diamètre et

0^m,800 de course et foulées dans une conduite de 5 kilomètres de longueur qui alimente quatre autres sièges dans la même Société.

Le débit journalier de la conduite est de 700 mètres cubes.

La batterie de chaudières comprend 11 générateurs dont 4 à corps simple et 7 à tube réchauffeur d'une surface de chauffe totale de 650 mètres carrés. Le timbre est de 4 atmosphères.

Siège n° 11 des Charbonnages de Marcinelle (Charleroi).

Ce siège comprend deux puits qui servent tous deux à l'extraction. Celui de descente de l'air a atteint la profondeur 986 mètres, celui de retour d'air a été creusé jusque 1.086 mètres.

Les sections sont circulaires, d'un diamètre de 3^m,50 pour le second, variant de 2^m,85 à 3^m,50 pour le premier. Les terrains de recouvrement n'ont que 12 mètres d'épaisseur. Le siège n° 11 est très ancien. Il a été remis en activité en 1848. Son gisement est composé de grandes plateures faiblement inclinées (8 à 10°) au midi, coupées par quelques dressants d'importance peu considérable.

L'exploitation se fait actuellement dans trois couches du faisceau inférieur du bassin par les étages de 706 mètres et 986 mètres.

Le premier est desservi par le puits de descente d'air n° 1, le deuxième par le puits n° 2.

La puissance des couches en déhouillement varie de 0^m,70 à 0^m,80, la teneur en matières volatiles est de 10 à 14 $^1/_2$ °/₀. La production est de 500 tonnes par jour dont 350 viennent de l'étage inférieur.

Les rendements par ouvrier à veine, ouvrier de fond

(sans les travaux préparatoires), par ouvrier total (fond, jour et préparatoires) sont respectivement de 4 tonnes, $1^t,050$, $0^t,850$.

Au puits n° 1, la machine d'extraction est horizontale à détente au gré du mécanicien (généralement $^1/_2$).

La distribution est à tiroirs.

Le diamètre des cylindres est de $0^m,90$, la course de $1^m,60$, l'arbre des bobines a $0^m,40$ de diamètre, le frein est à bande. Les câbles sont en aloès à 8 aussières. Les cages en fer plat sont à 6 paliers portant chacun un chariot ; elles sont munies du parachute Sevrin ; elles vont être remplacées par des cages en acier profilé.

Le chevalement est triangulaire avec faux-carré indépendant et est constitué par des poutres à parois pleines.

L'axe des molettes se trouve à 25 mètres de hauteur. Les molettes ont 4 mètres de diamètre. Le chevalement entier pèse 80 tonnes, le guidonnage est en bois. Les guides ont $0^m,14$ sur $0^m,13$. Les traverses ont $0^m,16$ sur $0^m,12$ et sont espacées de $1^m,33$. Les cages sont guidées par les petits côtés.

Au puits n° 2, la machine d'extraction du type horizontal a des cylindres de $1^m,10$ de diamètre et $1^m,60$ de course. La distribution est à soupapes et la détente par régulateur. Nous verrons plus loin que celui-ci a dû être corrigé par l'adjonction d'un levier commandant directement la détente.

L'arbre des bobines a $0^m,50$ de diamètre.

Le frein à mâchoires reste ouvert sous pression continue de vapeur. La poulie du frein est centrale et a $4^m,50$ de diamètre. Le chevalement est du même type et a même hauteur que celui du puits n° 1. Il pèse 90 tonnes.

La recette du jour est à un niveau unique qui se trouve à $6^m,50$ au-dessus du sol.

L'accrochage du fond va être installé en 2 paliers reliés par une balance sèche.

Les cages sont les mêmes que celles du n° 1.

Les câbles sont métalliques, à section uniforme en 8 aussières de 40 fils à raison de 10 fils par toron (fil de 2^{mm} de diamère) pesant $10^{k}750$ par mètre.

On avait tout d'abord employé des câbles dont les torons n'avaient que 9 fils et pesaient 9 k. 3/4. Ils ont été reconnus trop légers (voir plus loin).

Le guidonnage est constitué par des rails de $8^{m},980$, pesant 38 kilos au mètre, soutenus par des traverses en fer I de $0^{m},250$ de hauteur, pesant 45 kilos au mètre. Les traverses sont distantes de 9 mètres. Les extrémités de deux rails consécutifs sont maintenues dans une griffe d'assemblage unique. Le jeu entre rails de $0^{m},020$.

Pour augmenter la rigidité du guidonnage des griffes placées à mi-distance, des traverses relient les deux rails voisins.

L'aérage des exploitations est assuré par un ventilateur Guibal, de 12 mètres, à attaque directe et un ventilateur Lambert de réserve de 10 mètres.

La dépression de marche normale est de 100^{mm}.

Le volume aspiré au ventilateur est de 50 mètres cubes.

Le puits n° 1 est formé par des clapets Briart.

Le cabestan de sauvetage peut fonctionner par des renvois de poulie sur l'un ou l'autre puits.

Les cylindres ont $0^{m},30$ de diamètre et $0^{m},45$ de course.

Le tambour de $1^{m},400$ de diamètre peut recevoir des vitesses de $1^{m},86$ ou $1^{m},24$, suivant le rapport des engrenages ; il est muni d'un cliquet d'arrêt en cas de renversement de la marche.

Le câble est rond, de $0^{m},022$ de diamètre, pèse $1^{k},200$ par mètre et a une charge de rupture de 22.000 kilos.

La cage de sauvetage est guidée et munie d'un parachute.

La batterie de générateurs comprend deux chaudières à foyer intérieur, six chaudières à réchauffeur, une chaudière à 4 tubes bouilleurs, d'une surface de chauffe totale de 630 mètres.

Les deux premiers sont spécialement aménagés pour les essais des combustibles. La pression habituelle aux générateurs est de 3 1/2 atmosphères.

Siège Saint-André des Charbonnages du Poirier, à Montignie (bassin de Charleroi).

Il comprend un puits d'extraction, ayant atteint la profondeur de 955 mètres. Le retour du courant ventilateur se fait par un puits d'un autre siège.

Le puits Saint-André a été mis en exploitation en 1840, il a déhouillé le gisement par étages successifs de 60 mètres environ de hauteur, et se trouve ainsi extraire déjà depuis de nombreuses années à l'étage inférieur de 940 mètres. La machine d'extraction est du type vertical, à distribution par tiroirs, les cylindres ont $1^m,10$ de diamètre et $1^m,60$ de course.

Le chevalement est triangulaire avec faux carré indépendant et poutres tubulaires à parois pleines. L'axe des molettes qui ont $3^m,45$ de diamètre se trouve à 18 mètres au-dessus de la recette et à 23 mètres au-dessus du sol. Le décagement des chariots à la surface se fait à un niveau unique. Les cages sont à 6 étages contenant chacun un chariot, elles sont munies du parachute Sevrin.

Les câbles sont métalliques, à section uniforme de $0^m,155$ de largeur sur $0^m,018$ d'épaisseur.

Ils sont en 8 aussières à 4 torons, à 9 fils chacun, de 2^{mm} de diamètre et pèsent $9^k,750$ par mètre (voir plus loin).

Le Charbonnage du Poirier est probablement le premier en Belgique qui ait employé les câbles métalliques pour l'extraction. En effet, leur usage au puits Saint-Louis remonte à 1844. A cette époque, on remplaça les câbles en aloès par des câbles en 6 aussières de $0^m,070$ de largeur et de $0^m,012$ d'épaisseur. Ces câbles actionnaient des cuffats, le puits n'ayant été guidonné et muni de cage qu'en 1850.

Le guidonnage du puits Saint-André est en bois. Les guides sont de fortes dimensions, ils ont $0^m,21$ sur $0^m,18$ et sont maintenus par des traverses espacées seulement de $1^m,20$. La recette du fond est à 2 paliers; le siège est muni d'un cabestan de sauvetage; la batterie de générateurs comprend 8 chaudières d'une surface de chauffe totale de 640 mètres carrés. La ventilation des travaux est effectuée par un ventilateur Guibal de 9 mètres de diamètre, commandé par une transmission par courroie et, le cas échéant, par un second Guibal de réserve de 6 mètres de diamètre. La dépression de marche normale est de 95^{mm}. Le volume aspiré au ventilateur est de 34 mètres cubes.

Charbonnage de Marchienne à Mont-sur-Marchienne (pays de Charleroi).

Le seul siège en activité comprend deux puits : le n° 1 ayant 1.058 mètres de profondeur et servant à l'entrée de l'air, le n° 2 qui a été foncé jusqu'à 1.138 mètres et par lequel remonte le courant ventilateur; tous deux servent à l'extraction. Ils ont une section sensiblement circulaire et un diamètre moyen de 3 mètres qui descend en certaines parties à $2^m,70$.

Le gisement supérieur s'est montré dérangé. En présence des résultats médiocres des exploitations qui y furent entreprises, les puits furent refoncés jusqu'aux profondeurs signalées plus haut.

A partir de 802 mètres, l'allure des terrains se régularisa et cinq couches furent recoupées, lesquelles forment de grandes plateures inclinées légèrement au midi. Quatre couches sont en exploitation, leur puissance moyenne est de $0^{m},87$ et leur teneur en matières volatiles varie de 15 à 14,5 %. La production est de 700 tonnes de charbon, dont 400 tonnes sont remontées de l'étage de 912 mètres par le puits n° 2 et 300 tonnes de l'étage de 1.025 mètres qui est desservi par le puits n° 1.

L'effet utile de l'ouvrier à veine est de $4^{t},673$, celui de l'ouvrier du fond de $0^{t},931$.

Au puits n° 1, la machine d'extraction est horizontale, les cylindres ont $1^{m},05$ de diamètre et $1^{m},80$ de course. La distribution est à soupapes et la détente est commandée par régulateur. Le degré d'admission est de 1/3. L'arbre des bobines a $0^{m},50$ de diamètre.

Le frein est à mâchoires et sa poulie a $5^{m},70$ de diamètre. Le châssis à molette est du type triangulaire avec faux carré indépendant.

Le guidonnage est constitué par des rails de $8^{m},96$ de longueur, pesant 38 kilos par mètre. Les traverses en fer I sont distantes de $1^{m},50$ à $4^{m},50$ et ont un poids de 56 kilos par mètre.

Les cages sont guidées par les petits côtés.

Elles sont à 8 paliers supportant chacun un chariot. Le puits n° 1 étant assez dévié, les ancrages de cage y étaient assez fréquents.

L'adaptation aux cages de mains-roulantes, munies de ressorts, imaginées par M. Soupart, au lieu des mains-courantes ordinaires, atteignit le résultat espéré. Ces graves accidents furent rendus très rares et l'entretien des guidonnages fut sensiblement diminué. Un câble décroissant et un câble uniforme sont en fonctionnement sur chacun des puits nos 1 et 2. Les

câbles décroissants ont respectivement $0^m,170$, $0^m,180$, $0^m,190$ de largeur et une épaisseur de $0^m,022$ à $0^m,025$. Ils sont à 8 aussières à 4 torons. Les torons sont constitués de 10, 11 et 12 fils de 2^{mm} de diamètre. Les câbles uniformes ont $0^m,180$ de largeur et $0^m,023$ d'épaisseur.

Ils sont à 8 aussières à 4 torons de 11 fils chacun.

Le poids moyen de ces câbles est le même, égal à $12^k,250$.

La recette à l'étage de 1.025 mètres est à 2 paliers reliés par une balance. La pression des terrains a empêché de creuser un accrochage à 4 paliers étagés.

La recette du jour est à 2 paliers étagés, reliés par un élévateur.

Le puits n° 2 est fermé par des clapets Briart.

La machine d'extraction qui le dessert est également du type horizontal. Les cylindres ont $1^m,20$ de diamètre qui a été réduit à $1^m,10$ par une chemise, et une course de 2 mètres. La distribution est à soupape, la détente est actionnée par régulateur. L'arbre des bobines a $0^m,58$ de diamètre. Le frein a la même dimension qu'à la machine n° 1.

Le chevalement est également du même type que celui du n° 1. L'axe des molettes se trouve à 30 mètres au-dessus du sol. Les cages sont à 12 paliers, à un chariot chacun. Leur hauteur atteint 15 mètres.

Le guidonnage est du type Briart. Les éléments sont les mêmes qu'au n° 1, sauf que les traverses se trouvent uniformément à la distance de $4^m,50$.

Les recettes à l'étage de 912 mètres et à la surface sont à 4 paliers étagés, reliés par balance ou élévateur.

Au jour, on ne se sert que de deux paliers qui suffisent pour la production du puits.

Nous discuterons plus loin les conditions de marche de ces appareils.

Les appareils ventilateurs consistent en deux Rateau de $2^m,80$ de diamètre, dont le deuxième, actuellement en montage, est appelé à remplacer un ventilateur Lambert de réserve.

Les moteurs sont identiques et ont un cylindre de $0^m,70$ de diamètre et $1^m,01$ de course.

La dépression de marche normale est de 150 millimètres.

Le volume aspiré est de 40 mètres cubes.

Le cabestan de secours est commandé par des cylindres jumeaux. La vitesse, réduite dans le rapport de 1 à 7, est de 1 mètre environ.

Le câble est rond et a 0,025 de diamètre.

Sa charge de rupture est de 20.000 kilos.

La vapeur est produite par onze générateurs offrant une surface de chauffe de 1.200 mètres carrés.

Influence thermique des roches.

La loi suivant laquelle varie la température des roches est le premier facteur à déterminer dans l'étude des exploitations à grande profondeur.

Nous verrons, en effet, que d'après nos connaissances actuelles, ce sont les conditions thermiques et non l'insuffisance de moyens mécaniques qui fixeront les limites assignées à ces exploitations.

La valeur du degré géothermique varie principalement avec le pouvoir diathermane des roches, avec la profondeur de la zone isothermique annuelle, avec le voisinage de causes perturbatrices, telles que les fractures importantes du terrain, surtout si elles sont ou ont été le siège de circulations d'eaux thermales ou de venues éruptives.

Par suite de leur mode de formation même, on doit s'attendre à ce que le degré géothermique dans les

exploitations des filons soit irrégulier, et c'est ce qu'on a en effet constaté, notamment au puits Albert et à Pribram où, d'après le professeur Toula, il varie de 34 mètres à 135^{m},50.

Les roches sédimentaires paraissent devoir présenter une répartition thermique plus régulière.

Le degré géothermique y est-il constant ou variable dans les limites de profondeur supposées accessibles à l'homme ?

Bien que les constatations soient loin d'être concordantes, il semble établi que le degré géothermique augmente en profondeur dans des proportions modérées, ce qui est conforme aux expériences effectuées par le professeur Bischop sur le refroidissement des sphères de basalte préalablement fondues.

D'après J. Roth, le degré géothermique au sondage du Sperenberg, qui a atteint 1305 mètres de profondeur, dont 1193 mètres dans le sol, a augmenté graduellement avec la profondeur ; de 23^{m},50 entre 226 mètres et 291 mètres, il a passé à 42^{m},50 entre 678 mètres et 1094 mètres. La température au fond a été trouvée de 48°.

D'après Dunker, le degré géothermique moyen du sondage de Schladebach, qui a atteint 1716 mètres de profondeur, a été de 35^{m},7, alors que sa valeur dans la partie inférieure de 1266 mètres à 1716 mètres a été de 39^{m},55.

Prestwich n'a constaté que des différences minimes pour le degré géothermique dans les sondages pour puits artésiens, les filons, les charbonnages. Dans ce dernier cas, il l'évalue à 27^{m},50, mais il y a lieu de remarquer que ses constatations ne visent que des profondeurs généralement peu considérables.

En ce qui concerne la Belgique, cet auteur donne, d'après des renseignements qui lui ont été fournis par

Cornet, comme degré géothermique, relevé à un puits du Levant du Flénu, $28^m,62$ jusque 464 mètres et $31^m,50$ de 464 mètres à 504 mètres.

Plus récemment, M. l'Ingénieur en chef Libert a signalé que la température mesurée dans le bouveau à 1150 mètres au puits n° 18 des Charbonnages des Produits avait été trouvée de 48° dans une venue d'eau et de 47° dans un trou de sonde.

A l'effet de rechercher si la loi de la croissance du degré géothermique en profondeur se vérifiait dans le bassin charbonnier belge, il a été procédé, dans le courant des mois de mars et avril 1900, à des mesures de température relevées de la même façon et au moyen d'appareils comparables.

Malheureusement, les travaux pouvant être considérés comme suffisamment avancés en terrains vierges sont peu nombreux.

Les points où les températures ont été mesurées sont :

1. Le puits n° 28 des Charbonnages des Produits du Flénu à Jemmappes dont le creusement, non interrompu depuis la surface, avait traversé 791 mètres de terrains lorsque la mesure de température y a été faite le 28 mars 1900. Le puits est maçonné jusque 720 mètres; le diamètre du puits entre roches est de $4^m,90$, la venue d'eau est de $1^m,50$ par heure.

La température était à la surface de 5°, au fond de 27° 1/2, dans un trou de sonde de 1 mètre de longueur de 38,8°.

Les autres éléments d'appréciation sont : altitude + 28, puissance des morts-terrains $162^m,20$.

2. L'extrémité d'un bouveau nord, partant des exploitations du puits n° 9 du Charbonnage du Grand Hornu, creusé sur 800 mètres de longueur à travers une région inexplorée du bassin.

La profondeur du point de mesure est de 357 mètres sous la surface, elle est de 331 mètres sous le niveau de la mer. L'épaisseur des morts-terrains est de 186 mètres environ. La température de la roche a été trouvée de 21°,4, la température de l'atmosphère de 22°,8 (7 avril 1900). La température relevée dans un chassage en veine situé à 29 mètres du front et non ventilé est de 22°,9. Les températures ont encore été relevées aux points suivants, dont les distances à des travaux anciens ne permettent pas de les supposer indemnes de tout refroidissement :

Charbonnages de l'Agrappe (Borinage) :

1. Bouveau nord à l'étage de 420 mètres du puits n° 12 (Noirchain) de l'Agrappe.

Profondeur du point de mesure sous le niveau du sol, 415 mètres.

Profondeur du point de mesure sous le niveau de la mer, 340 mètres.

Epaisseur des morts-terrains, 60 mètres.

Température de la roche, 19,8.

Température de l'atmosphère, 18,3.

Distance la plus courte à des travaux, 70 mètres.

2. Bouveau nord à l'étage de 850 mètres du puits n° 3 de l'Agrappe :

Profondeur du point de mesure sous le niveau du sol, 839 mètres.

Profondeur du point de mesure sous le niveau de la mer, 722 mètres.

Epaisseur des morts-terrains, 20 mètres.

Température de la roche, 33,4.

Température de l'atmosphère, 27,4.

Distance la plus courte à des travaux, 120 mètres.

3. Galerie au fond de la ravale du puits d'aérage du siège n° 10 de l'Agrappe, à l'étage de 1050 mètres.

Altitude du puits + 95 mètres.

Epaisseur des morts-terrains, 8 mètres.

Température de la roche, 38,2.

Température de l'atmosphère, 30,16.

La potelle du puits d'extraction est à 45 mètres de distance.

Charbonnage d'Havré (Centre) :

4. Extrémité du bouveau à l'étage de 540 mètres par le puits n° 1.

Profondeur du point de mesure sous la surface du sol, 550 mètres.

Profondeur du point de mesure sous le niveau de la mer, 486 mètres.

Epaisseur des morts-terrains, 278.

Température de la roche, 20°,7.

Température de l'atmosphère, 19°,1.

Plus courte distance des travaux, 80 mètres.

5. Extrémité du bouveau midi à l'étage de 400 mètres, à 2.205 mètres du puits, se trouvant à 1.235 mètres de distance des exploitations les plus proches.

Profondeur sous la surface, 400 mètres.

Profondeur sous le niveau de la mer, 330 mètres.

Epaisseur des morts-terrains, inconnue, mais considérable.

Température de la roche, 18°,2.

Température de l'atmosphère, 18°,5.

Ce bouveau était arrêté depuis 15 jours lors de la mesure (4 avril 1900), il a été creusé à l'air comprimé, ce qui a eu pour effet probable de refroidir le terrain.

Charbonnage de Marchienne (Charleroi) :

6. Front d'un chassage pris à l'extrémité du bouveau à 812 mètres par le puits n° 1.

Profondeur du point de mesure sous le sol, 805 mètres.

Profondeur du point de mesure sous le niveau de la mer, 694 mètres.

Plus courte distance à des travaux d'exploitation, 270 mètres.

Température de la roche, 25° 1/2.

Le terrain houiller affleuré.

7. Fond du puits n° 2 à 1134 mètres de profondeur.

Altitude de l'orifice du puits + 112,90.

Température de la roche, 33°.

La potelle du puits n° 1 se trouve à 74 mètres de distance au-dessus du point de mesure.

Il résulte des données ci-dessus que la répartition de la chaleur est irrégulière et notablement différente suivant les bassins considérés.

Le terrain houiller de Charleroi a un calorique moindre que celui du Borinage.

En nous limitant aux constatations faites au Borinage et en adoptant, d'après Cornet, 10° pour la température moyenne annuelle et 25 mètres pour la profondeur de la zone insensible aux variations de la température atmosphérique, on trouve que le degré géothermique moyen a les valeurs suivantes :

Entre 25^m et 357^m $\dfrac{357-25}{21,4-10} = 29^m,12$ (trou de sonde).

$\dfrac{357-25}{22,9-10} = 25^m,73$ (galerie non aérée).

Entre 25^m et 791^m $\dfrac{791-25}{38,8-10} = 26^m,59$.

Entre 25^m et 1150^m $\dfrac{1150-25}{47-10} = 30^m,40$.

Entre 791^m et 1150^m $\dfrac{1150-791}{47-38,8} = 39^m,02$.

J'estime que la température des roches au puits de Jemmappes ne correspond pas à la moyenne du bassin; en effet, à deux reprises, au cours de l'enfoncement, on a constaté une élévation anormale de la température de l'atmosphère ambiante au passage de deux failles, dont l'inférieure a été rencontrée à 786 mètres.

Lors de la traversée du dernier accident, la température de l'atmosphère s'est élevée de sa valeur normale 27° à 32°.

Il est admissible que ces effets thermiques ont influencé les roches au point où s'est fait la mesure.

La comparaison des températures relevées dans les travaux du Charbonnage de l'Agrappe donne pour valeur du degré géothermique

$$\text{Entre } 415^{m} \text{ et } 839^{m}\ \frac{839 - 415}{33,3 - 19,8} = 32,15.$$

$$\text{Entre } 839^{m} \text{ et } 1050^{m}\ \frac{1050 - 839}{38,2 - 33,4} = 42,71.$$

En admettant que la variation du degré géothermique entre 1150 mètres et 1500 mètres ne soit que la moitié de celle constatée de 781 mètres à 1150 mètres, on arrive pour valeur de la température

$$\frac{1475}{x - 10} = 30,40 + \frac{3.81}{2} = 32,30$$

$\therefore x = 55°,6$ à 1500 mètres. Le degré géothermique moyen serait pour cette profondeur de $32^{m},30$.

Il me paraît intéressant de constater que les températures obtenues à 1150 mètres aux Charbonnages des Produits et à 1300 mètres à Sperenberg ont même valeur.

On peut en déduire, avec une certaine approximation, que les pouvoirs diathermanes du sol et des

roches constituant le terrain houiller, considérés en masse, sont dans le rapport de ces profondeurs.

De l'ensemble des données qui précèdent on peut conclure que dans le gisement houiller belge le degré géothermique augmente en profondeur.

Le premier point admis, il convient de déterminer les conditions thermiques d'un chantier se trouvant à la profondeur de 1500 mètres que j'admets comme profondeur-limite accessible dans nos bassins, en n'employant que des moyens actuellement en usage dans l'art des mines. Trop de facteurs, essentiellement variables, interviennent pour qu'une solution quelque peu pratique de cette question puisse résulter, à mon avis, d'équations thermiques.

J'ai cru pouvoir traiter cette question en étendant empiriquement à la limite fixée les résultats d'expériences et en déduire des conclusions suffisamment rapprochées de la réalité pour constituer une première base d'approximation.

Le chantier le plus profond exploité en Belgique et en même temps suffisamment régulier, est celui ouvert au couchant dans la veine n° 5, à l'étage de 1150 mètres du puits n° 18 des Charbonnages des Produits de Flénu. Je l'ai choisi comme chantier type et j'ai cherché dans les exploitations voisines des chantiers dont les circuits d'air fussent autant que possible comparables comme longueur, volume ventilateur, production, personnel occupé, et fussent en même temps convenablement échelonnés au point de vue des profondeurs.

J'ai trouvé ces circuits dans la concession de l'Agrappe appartenant à la Compagnie des Charbonnages belges.

Ce sont les suivants :

Cinq Paumes couchant, à 495 mètres du puits n° 12 (Noirchain).

Veine Lévêque levant, à 700 mètres du puits n° 2.
Veine Lévêque couchant, à 850 mètres du puits n° 3.
Veine Saint-Isaac levant, à 1000 mètres du puits n° 10.

Le tableau ci-dessous permet de juger dans quelles limites ces circuits sont comparables.

CHANTIERS à la profondeur de	LONGUEURS du circuit entre accrochages	VOLUMES à l'entrée de la costresse	NOMBRES d'ouvriers
495m	900m	4m³,016	25
700	830	3,962	34
850	800 (jusque station 17)	4,004	26
1.000	730	2,528	28
1.150	940	4,290	20

Dans chacun de ces circuits, les volumes ventilateurs et les températures ont été relevés tous les 100 mètres. Les températures ont été également notées en des points spéciaux, tels qu'aux extrémités des tailles. La disposition des circuits est indiquée sur les plans nos 1, 2, 3, 4, 5, annexés au présent rapport.

Les tableaux nos 1, 2, 3, 4, 5 (à la fin du volume) donnent en plus la répartition du personnel dans les chantiers. J'y ai fait figurer les facteurs des volumes (section et vitesse) parce que ces éléments permettent de juger approximativement les résistances plus ou moins grandes des chantiers.

Au point de vue qui nous occupe, tout circuit d'air peut être divisé en 4 tronçons :

1. Le puits d'entrée jouant surtout le rôle de régulateur refroidissant le courant en été, l'échauffant par contre en hiver. Par suite de sa grande section, du volume et de la vitesse considérables du courant, de la rectilignité

du parcours de celui-ci, de la pluie qui y tombe, son action thermique est assez restreinte.

Voici les chiffres obtenus à l'orifice et à l'accrochage inférieur des différents puits considérés.

PUITS	PROFONDEUR	Température de l'orifice du puits	Température à l'accrochage inférieur	DATES des mesures
N° 12 (Agrappe).....	495m	6°	8° 1/4	15 mars 1900
N° 2 id.	700	6 1/4	9	19 »
N° 3 id.	850	4	10 3/4	14 »
Saint-André (Poirier)	940	5 3/4	11	31 »
N° 11 (Marcinelle)...	986	4 1/4	11 3/4	17 »
N° 10 (Agrappe).....	1000	5 1/2	13 1/2	7 »
N° 1 (Marchienne)...	1025	7	12 1/2	21 »
N° 28 (Produits).....	1150	2 1/3	12 1/4	28 »
Saint-André (Poirier)	940	36	23	16 août 1898

J'ai cru intéressant de donner le dernier résultat consigné au tableau, lequel a été effectué lorsque la température était très élevée à la surface.

2. Le bouveau et, à sa suite, la costresse ou voie de fond forment le deuxième tronçon qui s'allonge au fur et à mesure de l'avancement et qui, ainsi que nous le verrons plus loin, conserve une action thermique même dans ses parties déjà anciennes.

3. Les fronts de taille constitueront dans les exploitations profondes la partie la plus active du circuit au point de vue des échanges de chaleur.

C'est là que se trouvent répartis les ouvriers producteurs dont le rendement ne se maintiendra à un taux normal que par une ventilation suffisante. Il faudra donc que l'air soit amené à front de la costresse, assez

frais et que, par suite de sa vitesse de déplacement, sa température ne s'élève pas trop.

4. Le troussage et le puits de retour offrent moins d'intérêt. Il ressort que, à grande profondeur, la température du courant circulant dans le troussage va en augmentant (n° 15 des Produits), tandis que dans les profondeurs moindres le maximum de température se rencontre généralement au sommet des tailles.

L'élévation de la température au troussage ne présente pas un grand inconvénient; on n'y occupe qu'un nombre très restreint de raccommodeurs. Le courant pourra d'ailleurs y être rafraîchi par des dérivations.

Au cours de sa circulation dans le puits d'air, le courant se refroidit notablement ainsi qu'il ressort de l'examen des tableaux, ce qui est avantageux au point de vue de la conservation des câbles dans le cas où ce puits serait utilisé pour l'extraction.

Les températures les plus intéressantes à déterminer dans un circuit hypothétique, à 1.500 mètres, sont donc les températures existant aux deux extrémités des fronts de tailles, c'est-à-dire aux extrémités de la costresse et du troussage.

Si on calcule, pour chaque circuit comparatif, la différence existant en ces points entre la température du courant et le degré initial des roches, on constate que ces différences augmentent avec la profondeur et, si on admet que la même loi se continue jusqu'à la profondeur de 1.500 mètres, il est aisé de déterminer ces différences aux extrémités des fronts de taille du circuit hypothétique et, par conséquent, la température du courant en ces points.

Dans le diagramme n° 6, j'ai porté en ordonnées les différences entre le degré initial des roches et la température du courant, il en résulte que ces différences aux

extrémités de la costresse à 1.500 mètres et du troussage à 1.450 seraient respectivement de 22° et 13°, et que le degré géothermique étant en ces points de 55°,6 et 54°,4, la température du courant dans un chantier de même importance, au point de vue des courants, longueur de circuit et personnel que les chantiers de comparaison serait de 33°,6 à front de la costresse, de 41°,4 à front du troussage.

Ces températures correspondent à un chantier dont le développement en bouveau et voie de fond serait de 400 à 500 mètres.

Quelle sera l'influence de l'allongement de la costresse sur la température du courant ?

Pour élucider ce point il faudrait connaitre la température d'un même courant à différentes époques au fur et à mesure de son avancement.

En l'absence de ces données, je ne puis que me documenter par des expériences récentes.

Les plans 7 et 8 et les tableaux correspondants 6 et 7 ont trait à des expériences exécutées dans trois chantiers situés à peu près à même profondeur et ayant des développements différents.

Le plan 8 représente le chantier ouvert dans une couche dénommée de 931 mètres à l'étage de 986 mètres du puits n° 11 des Charbonnages de Marcinelle.

Sur le plan 9 sont figurés deux chantiers d'exploitation toute récente dans la couche de $1^m,10$ au puits n° 12 des mêmes charbonnages.

Les expériences ont été faites avec même température de départ à l'entrée des voies de fond (14°, station n° 1 pour le chantier du n° 11 ; station n° 2 pour les chantiers du n° 12).

Les costresses ont respectivement les longueurs de 100 mètres, 130 mètres et 550 mètres.

On constate que l'augmentation moyenne de température par 100 mètres est de :

$$\frac{26\ 1/2 - 14}{550} = 2^\circ,27$$ (une taille en défoncement).

$$\frac{20 - 14}{130} = 4^\circ,6$$ (une taille en défoncement).

$$\frac{18\ 1/2 - 14}{100} = 4^\circ,5.$$

Si l'on considère, au lieu de la costresse, la longueur totale du circuit nécessaire pour arriver à la température maxima, on obtient les chiffres suivants :

$$\frac{28 - 14}{700} = 2^\circ,00$$

$$\frac{24 - 14}{300} = 3^\circ,33$$

$$\frac{22\ 1/2 - 14}{200} = 4^\circ,25$$

Pour obtenir une voie de fond de plus grande longueur, j'ai dû me reporter à un niveau plus élevé. J'ai choisi la costresse couchant de Veine Lévêque à l'étage de 850 mètres du puits n° 3, figurée au plan 9. Cette galerie a 1.198 mètres de longueur et a servi de voie d'entrée d'air à un chantier qui a été exploité sans interruption depuis janvier 1894.

Les conditions d'aérage, ainsi que la production, sont restées sensiblement constantes pendant ce laps de temps.

J'ai mesuré les températures et volumes du courant, ainsi que la température des roches à $0^m,10$ de profondeur aux points où les fronts étaient arrivés à la fin de chaque année.

Ces résultats sont consignés dans le tableau n° 8 et représentés par le diagramme n° 10. Il en résulte que la

variation de température, entre les points 1 et 6, est de 10° 1/2, soit 0°,98 pour 100 mètres.

Par l'inspection du diagramme, on constate que la différence de température entre la roche au voisinage de la paroi, et le courant qui refroidit celle-ci, est faible, qu'elle est maxima à l'entrée de la galerie et qu'elle décroît progressivement au fur et à mesure qu'on avance vers les fronts. Comme les échanges thermiques sont proportionnels à cette différence de température, on en conclura que le refroidissement des roches s'opère sur toute la longueur de la galerie, que le nombre de calories enlevées au terrain par unité de longueur est maxima à l'entrée de la costresse.

J'ai également mesuré les températures des roches et du courant en divers points du circuit du n° 18 des Produits, ainsi qu'il est figuré au diagramme 11 et consigné au tableau n° 9.

Les constatations précédentes sont trop peu nombreuses pour que l'on puisse en déduire une loi. Il en résulte cependant que l'échauffement par unité de longueur diminue très sensiblement avec l'augmentation de longueur de la voie de fond, que même après 6 ans les échanges thermiques continuent assez notables entre terrain et courant, qu'à grande profondeur ils sont les plus actifs le long des fronts.

C'est ainsi que dans le circuit du chantier des Produits les différences moyennes entre les températures du courant et du terrain, au voisinage de la paroi, sont respectivement de 4°,5, 14°, 1°,5 à la costresse, le long des fronts et au troussage.

Influence des exploitations des étages supérieurs sur le refroidissement des terrains. — Si on compare les relevés de température et volumes ventilateurs obtenus dans les circuits à grande profondeur du

Borinage et du pays de Charleroi, à savoir :

Pour le Borinage :

Veine Saint-Isaac, à 1.000 mètres, au n° 10 de l'Agrappe, plan n° 4 (tableau n° 4).

Veine n° 5, à 1.150 mètres, au n° 18 des Produits, plan n° 5 (tableau n° 5).

Pour le pays de Charleroi :

Veine anglaise, à 940 mètres du puits Saint-André du Poirier, plan n° 12 (tableau n° 10).

Veine de 931 mètres, à 986 mètres du puits n° 11 de Marcinelle, plan n° 7 (tableau n° 6).

Veine Caillette, à 1.050 mètres du puits n° 1 de Marchienne, plan n° 13 (tableau n° 11).

On en déduit, en tenant compte de la valeur respective des courants, du nombre d'ouvriers plus considérable à Charleroi, que, à profondeur égale, la température des exploitations est moindre à Charleroi qu'au Borinage.

Les températures les plus élevées à Charleroi sont :

28° (986 mètres), 29° (940 mètres), 28° (1.050 mètres), tandis qu'elles sont au Borinage de 32° 1/2 et 37° 1/2 (1.000 mètres et 1.150 mètres).

Les chantiers ci-dessus sont dans les mêmes conditions hygrométriques. Les puits sont humides, par contre les travaux sont secs.

On ne peut donc expliquer la différence des températures des chantiers dans ces deux bassins que par le refroidissement qu'ont subi les roches dans le pays de Charleroi du fait des travaux des étages supérieurs et du fait que le terrain houiller affleure au sol.

Les eaux de surface s'infiltrent en grande quantité par le réseau des cassures résultant des exploitations et refroidissent la zone supérieure.

Au n° 10 de l'Agrappe et au n° 18 des Produits, les

chantiers actuels ont été ouverts sous des massifs vierges de 450 mètres environ d'épaisseur.

Bien qu'à Marcinelle et à Marchienne les travaux en cours ne soient pas contigus à d'anciennes exploitations, les massifs de roches qui les séparent de celles-ci sont de beaucoup inférieurs à ceux des puits n°s 10 et 18.

Au Poirier, les étages ont été pris successivement en descendant, ce qui explique la température, relativement basse, constatée, eu égard au courant ventilateur.

On conclura de ce qui précède à l'avantage qu'il y a, pour les travaux à grande profondeur, à prendre les étages en descendant.

Au Charbonnage d'Havré, dans le Centre, la température de la roche a été trouvée peu élevée, mais les terrains ont subi un certain refroidissement dû à la proximité d'anciens travaux (80 mètres) ou au mode de ventilation à l'air comprimé.

Aux points de mesure, l'épaisseur des morts-terrains est considérable (278 mètres à l'un d'eux).

Influence de la vitesse du courant. — Des expériences ont été faites trois jours consécutifs (15, 16, 17 mars 1900) dans le chantier de 1.150 mètres au n° 18 des Produits avec des vitesses croissantes du ventilateur (Rateau de 2^{m},80).

Les résultats en sont consignés dans le tableau n° 5.

Le nombre de tours de la turbine a été porté à 180, 204 (régime normal), 244, créant des dépressions de 70, 90, 120^{mm}.

Les variations de température au jour ont été peu importantes : 4° (8° — 4°).

La répartition du personnel dans les chantiers a été maintenue constante.

Les volumes et températures en quelques points spéciaux sont consignés dans le tableau suivant :

	A 180 tours		204 tours		244 tours	
	volumes	températures	volumes	températures	volumes	températures
A l'entrée de la costresse.......	4.092	16 3/4	4.290	16 1/2	4.818	15 3/4
A front de la costresse..........	2.964	27	3.382	27	3.819	26
A front du troussage...........	3.784	35	4.136	34 3/4	4.554	34 1/4
A la sortie du troussage.......	4.410	37 1/2	4.788	37 1/4	5.250	37 1/4

Le courant, grâce à une augmentation de vitesse de 20 °/₀, arrive avec une température moindre de 1° seulement à l'entrée de la costresse, franchit celle-ci en 155″ au lieu de 206″ et grâce à ce temps de contact moindre conserve son avance de 1°, mais il perd celle-ci dès qu'il est en contact avec les fronts, où les échanges thermiques sont plus puissants.

Nous concluons qu'une augmentation de vitesse de 1/5 n'entraîne qu'une chute de température très minime sur la costresse, chute qui ne tarde pas à s'annuler lors du passage sur les fronts.

On doit se garder de tirer de ces données une conclusion erronée sur la non-efficacité de l'augmentation de volume au point de vue du refroidissement des terrains. Ces expériences n'ont eu qu'une durée trop faible pour qu'on puisse constater un refroidissement effectif des roches. On ne peut en déduire que l'inefficacité d'une augmentation de vitesse et par conséquent d'une diminution du temps de contact du courant avec le terrain, dans le but de diminuer sa température.

INFLUENCE DU PERSONNEL

Les expériences du 16 mars 1900, effectuées dans le chantier de 1.150 mètres au régime normal du courant (90 millimètres de dépression), furent renouvelées le dimanche suivant 18 mars.

Leurs résultats sont indiqués dans le tableau n° 5. Les températures moyennes au jour étaient assez différentes dans les deux cas : 7°,25 et 2° ; à l'accrochage la différence n'était plus que de 1°,5 (15° et 13,5).

En admettant même que cet effet persistât sur une certaine longueur de circuit, il était de même sens que celui produit par la suppression du personnel.

Les résultats des expériences prouvent que par suite de la moindre résistance des voies et surtout des tailles non encombrées par le charbon, le volume du courant augmente pour la même dépression, mais que l'abaissement de température est minime : 1°,5 à front de la costresse, 0°,25 à front du troussage, 0° à l'entrée du troussage.

On en conclut que l'influence du personnel lui-même est sensiblement nulle sur la température du courant, et que la suppression de l'abatage pendant un jour ne modifie pas les conditions thermiques ; la masse du terrain fait l'office d'un vaste accumulateur qui régularise les échanges thermiques.

HYGROMÉTRIE DANS LES MINES PROFONDES

J'ai relevé la variation du degré hygrométrique dans les chantiers de 1.150 mètres du n° 18, de 940 mètres du Poirier et sur la costresse de 850 mètres du n° 3 de l'Agrappe. Les résultats sont indiqués aux dia-

grammes nos 10 et 11 et tableaux nos 8, 9 et 11. Les trois puits dont il s'agit sont humides ; par contre, les chantiers sont secs.

On en conclut que, dans les puits humides, quel que soit le degré hygrométrique au jour, le courant d'air au cours de sa descente se charge d'humidité jusque 80 à 90°.

Le degré hygrométrique s'abaisse ensuite d'une façon constante dans les chantiers secs et fortement ventilés, jusqu'à l'extrémité du troussage, mais conserve cependant une valeur notable ; c'est ainsi qu'à Produits il est encore de 40°.

Dans les chantiers peu aérés, on constate au contraire dans les endroits où les ouvriers sont plus particulièrement concentrés, tels que les tailles, un relèvement du degré hygrométrique.

Le travail dans l'air humide est plus débilitant, et aussi plus pénible pour l'ouvrier, par suite de la moindre évaporation de la sueur et de la diminution de rafraîchissement qui en résulte.

VOLUME VENTILATEUR

Jusqu'à présent le volume correspondant à une bonne ventilation a été fixé d'après diverses bases : nombre d'ouvriers du poste le plus nombreux, tonnage journalier abattu, teneur du courant de retour en grisou ou autre gaz délétère.

En Belgique, le règlement prévoit simplement que l'assainissement de tous les points accessibles aux ouvriers sera assuré par un courant suffisant d'air pur, mais ne fixe pas de quantum.

Dans les autorisations conditionnelles de travaux exécutés en dérogation au règlement, le maximum fixé à ma connaissance est de 75 litres par seconde et par

ouvrier du poste le plus nombreux (exploitation avec aérage descendant et minage dans les mines de troisième catégorie, c'est-à-dire à dégagement instantané).

Le volume s'entend mesuré à l'entrée de la costresse. Cette proportion appliquée au chantier des Produits donnerait un volume de $1^{m^3},500$, alors que le volume du courant qui y circule est de $4^{m^3},290$, soit 214 litres par ouvrier.

Le tableau suivant comprend les volumes moyens par ouvrier à veine, ouvrier du fond et 100 tonnes extraites des 4 sièges ayant les exploitations les plus profondes.



	PROFONDEUR	VOLUME total à la galerie du ventilateur	VOLUME total au fond	VOLUMES MOYENS par ouvrier à veine	par ouvrier du fond	par 100 tonnes extraites	DÉPRESSION au ventilateur	ORIFICE équivalent
N° 11 de Marcinelle	986^{m}	50	35	280	109	7^{m3},000	100	1.90
N° 10 de l'Agrappe	1000	38	25	424	123	14,400	92	1.31
N° 1 de Marchienne	1025	40	28	209	70	4,000	155	1.22
N° 18 des Produits	1150	33	21	809	269	19,009	90	1.32

Dans les mines profondes, la température sera le facteur principal qui fixera le volume du courant, car, ainsi que nous le verrons, jusqu'à présent le seul mode pratique d'abaisser suffisamment la température des exploitations à grande profondeur, consiste dans la circulation à travers les chantiers de grands volumes d'air.

Il conviendra, pour les raisons citées précédemment, de fixer une température maxima du courant au sommet de la dernière taille en exploitation, et une température maximum du courant considéré dans l'entièreté de son circuit.

Au cours de mes descentes dans les mines profondes, j'ai toujours constaté combien l'humidité et surtout le manque de vitesse rendaient le travail pénible dans des atmosphères à température élevée. Le travail en taille n'est nullement désagréable avec une température de 30°, à la condition que le courant ait une vitesse de $1^m,50$ à 2 mètres. J'ai trouvé qu'il était plus aisé de travailler, à des vitesses de $2^m,50$, dans les atmosphères de 38° que dans des courants dont la température était de 30°, mais animés de faible vitesse.

Ceci s'explique aisément, ainsi que nous l'avons vu précédemment, par le rafraîchissement causé par l'évaporation de la transpiration de l'ouvrier.

Fait à signaler, alors que l'on rencontre encore dans les mines peu profondes des chantiers où les ouvriers travaillent le torse nu, je n'en ai pas trouvé dans la plupart des exploitations à grande profondeur que j'ai eu l'occasion de voir, et notamment dans le chantier de Produits, à 1.150 mètres.

Je crois pouvoir fixer à 40° et à 2 mètres ou $2^m,50$ les conditions de température et de vitesse maxima où le travail de l'ouvrier à veine reste pratique.

Il est d'ailleurs à remarquer que la température

moyenne de l'atmosphère le long des fronts serait inférieure à cette limite.

Je crois que la température des troussages où ne travaillent que quelques raccommodeurs peut atteindre 43°.

La température du troussage sera abaissée aisément, le cas échéant, par une dérivation du courant principal.

La température à front des costresse et troussage du chantier hypothétique à 1.500 mètres de profondeur serait, ainsi qu'il a été dit plus haut, de 33°,6 et 41°,4, le développement de la voie inférieure (bouveau et costresse) étant de 500 mètres environ. A l'extrémité de la costresse, supposée portée à 1.200 mètres de longueur, elle serait un peu supérieure à 36°,7, chiffre que l'on obtient si on suppose que la décroissance de la différence entre la température initiale de la roche et la température du courant reste la même à 1.500 mètres qu'à 850 mètres.

Le volume du chantier à 1.150 mètres auquel est rapporté le chantier hypothétique a un courant à l'entrée de la costresse de 4^{m3},290.

En doublant ces volumes pour tenir compte d'une exploitation plus intensive et de la nécessité d'abaisser la température aux limites prévues ci-dessus, on trouve qu'un chantier situé à 1.500 mètres, susceptible d'une production de 100 tonnes, devra être ventilé par un courant de 9 mètres cubes.

En supposant que 50 °/₀ du courant passe à front de taille, que la couche ait 1 mètre d'ouverture et que les remblais se trouvent à la distance moyenne de 2^{m},25, la vitesse sera le long des fronts de 2^{m},40.

Pour un tel chantier les volumes moyens évalués suivant les bases ordinaires (lesquelles sont irrationnelles) acquièrent les valeurs de (en admettant un effet utile de 3 tonnes par ouvrier à veine, de 0^{t},800 par

ouvrier du fond, un poste de jour comprenant les 3/5 du personnel total) : 273 litres par ouvrier à veine, 120 litres par ouvrier du fond, 9 mètres cubes par 100 tonnes extraites.

Une production de 500 tonnes répartie en 5 chantiers exigerait donc au fond 45 mètres cubes, soit 55 mètres cubes avec les travaux préparatoires, ce qui correspondrait à un volume aspiré de 75 mètres cubes au ventilateur.

Dans le but de refroidir les travaux à grande profondeur, l'eau amenée de la surface ou des morts-terrains, a paru tout d'abord indiquée, soit qu'on l'employât au moyen de pulvérisateur pour en charger le courant, soit qu'on la déversât à partir de la voie supérieure dans les travaux en contrebas.

Au charbonnage de Marcinelle, on a essayé de refroidir les exploitations inférieures de l'étage de 986 mètres du puits n° 11, par de l'eau ayant activé une perforatrice Brandt qui creusait un bouveau à un étage supérieur. Les résultats ont été concluants et le système rejeté ; l'emploi de l'eau sur les schistes à haute température produit un foisonnement de ceux-ci, et entraîne des frais considérables pour le maintien et la réfection des galeries. D'autre part, la pulvérisation de l'eau au pied des tailles donnera toujours un excès d'eau qui aura pour effet l'inconvénient précité.

Les expériences hygrométriques ont montré que les courants à front des costresses à 1.150 mètres et 850 mètres, qui ont respectivement 500 et 1.200 mètres de développement, accusaient 60° et 50°.

L'évaporation nécessaire pour saturer l'atmosphère ne donnerait qu'une chute relativement peu importante de température.

Ainsi que nous l'avons vu, l'atmosphère humide doit d'ailleurs être évitée pour les raisons citées plus haut.

Il en résulte que l'usage de l'eau doit être écarté comme moyen propre à abaisser la température des courants ventilateurs dans les exploitations profondes. La détente de l'air comprimé serait inefficace ou trop coûteuse.

Un autre élément pourra probablement être employé avec plus de succès : c'est l'air liquide. Des expériences pratiques peuvent seules déterminer la valeur de ce procédé.

APPAREILS VENTILATEURS

L'abaissement de température ne peut donc être obtenu pratiquement, dans l'état de nos connaissances actuelles, qu'au moyen de courants ventilateurs de volumes suffisamment grands.

Les galeries constituant les circuits d'aérage devront donc avoir de grandes sections, mais, eu égard à la grandeur des volumes à y faire circuler, à la vitesse considérable qui doit être obtenue pour rendre l'atmosphère supportable, enfin à la restriction des sections des galeries sous la pression des terrains, il conviendra de prévoir la nécessité de marcher avec des dépressions élevées, bien que peu économiques. Il sera donc nécessaire d'employer des ventilateurs à haut rendement manométrique. En Belgique, les deux ventilateurs qui priment les autres sont le Guibal et le Rateau. Un ventilateur Mortier a été tout récemment monté au charbonnage de Courcelles, mais je ne sache pas qu'il ait été procédé à des essais sur cet appareil. Sans vouloir juger de la valeur de celui-ci, le pouvoir manométrique élevé du ventilateur Rateau indique ce ventilateur pour les mines profondes. Les deux puits dont les exploitations sont les plus profondes sont munis de ventilateurs Rateau de $2^m,80$ de diamètre.

Le deuxième ventilateur de ce type, actuellement en

montage au charbonnage de Marchienne, est établi pour donner couramment 180 millimètres de dépression.

Le ventilateur Rateau, outre un pouvoir manométrique considérable, possède un rendement mécanique élevé, généralement supérieur à celui du ventilateur Guibal, qui néanmoins, pour les mines larges, est encore souvent choisi, eu égard à la sécurité de sa marche.

Des expériences toutes récentes (22 octobre 1899) faites sur un ventilateur Guibal de 9 mètres et un ventilateur Rateau de $2^m,80$, fonctionnant dans des conditions identiques sur un puits des charbonnages réunis de Charleroi, ont été à l'avantage de ce dernier. Les rendements manométriques ont été trouvés de 37.1 °/₀ et 75.4 °/₀, les rendements mécaniques de 45 °/₀ et 65 °/₀ (Publication des ingénieurs des mines de Mons, tome IX).

Je tiens à signaler qu'au charbonnage de Sacré-Madame, un ventilateur Guibal de 9 mètres a donné un rendement mécanique de 62 °/₀.

En ce qui concerne les travaux préparatoires, leur ventilation ne devra jamais entraîner une diminution dans la dépression disponible pour les chantiers. Dans bien des cas, l'air comprimé sera d'un grand secours. J'estime donc qu'il est le complément obligé des installations dans les mines à grande profondeur.

Extraction.

Après la question thermique, le point le plus important à résoudre dans les exploitations qui nous intéressent est l'emploi des câbles d'extraction. Ceux-ci peuvent être en aloès ou métalliques.

Câbles métalliques. — Il est peu probable que l'on puisse améliorer soit la nature du métal, soit la fabrication des câbles.

On ne peut demander, à l'acier, une augmentation de résistance qu'au détriment de la flexibilité.

Pour les grandes profondeurs, si l'on veut obtenir un équilibre assez satisfaisant, on doit consentir à un rayon initial très faible. Dans un ordre d'idées moindre, on doit aussi tenir compte de la flexibilité exigée pour le passage sur des molettes d'un diamètre non exagéré, pour l'enroulement en sens inverse du bas-chief, pour les pliages qui se produisent lors des manœuvres. Pour ces différentes raisons, et surtout pour la première, on a adopté d'une façon générale en Belgique du fil à 135 kilog. de rupture par millimètre carré.

Ce fil donne, neuf :

1. 14 à 16 flexions d'une amplitude de 180° sur une incurvation de 5 millimètres de rayon ;

2. 30 à 40 torsions de 360° sur un échantillon de $0^m,150$ de longueur entre les mâchoires.

Une faible variation de la résistance influe beaucoup sur la flexion et la torsion ; ainsi un fil de 145 kilog. ne donne plus que 11 à 12 flexions et 20 à 30 torsions, soit pour une augmentation de résistance de 7,41 % une diminution de 23,33 % de la flexibilité, et de 28,57 % pour la torsion.

C'est pour les mêmes raisons qu'on emploie exclusivement en Belgique pour les câbles d'extraction du fil de 2 millimètres de diamètre.

On sait que pour une bonne conservation du câble on ne descend pas en dessous d'une certaine proportion entre le diamètre du fil élémentaire et celui des bobines et molettes sur lesquelles il s'enroule.

Le rapport $\frac{1}{1500}$ est recommandable.

En Belgique, dans les puits à grande profondeur on est forcé de descendre à $\frac{1}{1.250}$ pour l'enroulement du rayon initial sur la bobine, pour obtenir l'équilibre des câbles. On obtient généralement $\frac{1}{2.000}$ pour l'enroulement sur les molettes (4 mètres de diamètre). Il est évident dans ces conditions que l'on ne peut augmenter le diamètre du fil, et que, d'autre part, celui-ci ne peut être moindre, sinon la diminution de section, partant de résistance, par suite de l'oxydation ou de l'usure des fils par frottement, serait trop rapide.

C'est pour ce motif que les câbles ronds grelinés qui ont été essayés dans certains charbonnages belges, ont donné de mauvais résultats et ont été abandonnés. Ils sont indiqués par contre pour les cabestans à mouvements lents, devant soulever de fortes charges et s'enrouler sur des tambours de faible diamètre.

Constitution de l'aussière et du câble. — L'aussière des câbles métalliques est exclusivement constituée par 4 torons ; le nombre de ceux-ci doit, nécessairement, être pair, pour permettre la couture du câble, car à l'inverse des câbles en aloès, les fils de couture passent entre les torons et non à travers ceux-ci.

Les câbles métalliques, à grandes profondeurs, sont généralement à 8 aussières. Ceux-ci peuvent enlever des charges moyennes à 1.500 mètres, limite que nous avons fixée précédemment, en considération des conditions thermiques.

Cependant rien ne paraît s'opposer à l'adoption de câbles à 10 aussières, dont l'homogénéité sera sensiblement la même, mais dont la flexibilité sera légèrement augmentée.

Un seul puits, celui des Viviers (charbonnage du

Trien-Kaisin), dont l'extraction se fait à 940 mètres, a, depuis la fin de 1899, des câbles à 10 aussières dont le fonctionnement ne laisse pas à désirer.

Le pas de l'hélice du toron varie avec chaque fabricant, mais cependant dans des proportions faibles, il fixe l'espacement de la couture.

Le fil de couture doit être soigneusement recuit de façon à avoir une grande flexibilité et une dureté très notablement moindre que les fils de torons, de façon que l'usure porte uniquement sur le fil de couture, lors des mouvements provoqués par l'égalisation des tensions dans chaque aussière.

Il a été constaté que des fils qui, après usage, donnaient 14 flexions, ne résistaient qu'à 8 flexions au point de contact de la couture.

Forme du câble. — Il peut être à section uniforme ou décroissante. En fait, les deux espèces de câble sont employés dans de grandes profondeurs. La question de savoir lequel est préférable n'est pas encore résolue. Des essais, dont nous parlerons plus loin, sont en cours au charbonnage de Marchienne, pour élucider ce point.

Un fait, assez généralement admis, est que les câbles métalliques se détériorent plus à la patte qu'à l'élevage, en entendant par patte la moitié inférieure du câble et par élevage la moitié supérieure. L'explication la plus plausible de ce fait se trouve dans les vibrations incessantes des câbles au cours de leur translation dans le puits, vibrations qui modifient les conditions de résistance du métal. Ces vibrations s'éteignant dès que le câble pose sur la bobine, il en résulte que ces effets destructeurs qui sont proportionnels au temps pendant lequel ils ont agi, seront maxima à la patte et iront en décroissant jusqu'à l'élevage. Il est aussi à remarquer que les

grandes vitesses de translation, qui doivent donner le maximum de vibrations, ne sont atteintes que lors de l'obtention des grands rayons d'enroulement, c'est-à-dire n'intéressant que la patte du câble. Enfin, c'est vers la fin de la période ascendante que l'on a le plus de chance d'avoir des changements de vitesse, d'où des ballottements du câble, par suite du manque d'équilibre de la machine.

Les câbles à section uniforme permettent de le retourner bout à bout, de façon à faire travailler pendant la deuxième phase de sa durée l'ancienne patte à l'élevage.

Pour que ce système fût entièrement justifié, la variation de résistance due aux vibrations devrait être très importante ; l'essai des câbles entiers éluciderait cette question. Il est regrettable que l'absence de banc d'essai suffisamment puissant ait empêché la réalisation de ces expériences.

Pour de très grandes profondeurs et pour des installations où les vibrations seront atténuées autant que possible, la solution paraît résider dans l'emploi de câbles à section faiblement décroissante, de façon que le coefficient de sécurité aille en augmentant de l'élevage à la patte.

C'est d'ailleurs ainsi que sont fabriqués les câbles décroissants en usage au charbonnage de Marchienne, où ce coefficient varie de 7 à 12 au puits n° 1, et de 6 à 9 au puits n° 2.

Une deuxième objection présentée à l'emploi des câbles décroissants est la possibilité du glissement du câble vers l'intérieur de la bobine, lors de l'enroulement des spires de grand rayon et de faible largeur. Ce glissement serait favorisé par le graissage du câble, qui, pour la bonne conservation de celui-ci, doit être très soigné.

Il est juste d'observer que si la nature du câble et

le graissage favorisent le glissement en comparaison des câbles en aloès, par contre la décroissance de largeur et la variation des rayons d'enroulement sont bien moindres qu'avec ces derniers.

Des renseignements que j'ai pris aux charbonnages qui emploient à grandes profondeurs des câbles en aloès et métalliques décroissants, il résulte qu'aucun fait de ce genre ne s'est produit jusqu'à présent, en marche normale.

L'obtention de la décroissance de section, en un point donné, s'obtient sans la moindre difficulté par la suppression d'un fil à chaque toron, soit une diminution de 400 kilos environ de résistance par toron. La variation de la résistance totale entraînée par la décroissance sera donc proportionnelle au nombre d'aussières et inversement proportionnelle au nombre de fils élémentaires constituant un toron.

Dans un câble à 8 aussières, à 12, 11, 10 fils par toron, ce qui est le cas de Marchienne, la décroissance entraînera la suppression de 32 fils sur un ensemble de 384 et 352 fils, soit une diminution respective dans la résistance de $^1/_{12}$ et $^1/_{11}$.

La suppression de tous les fils n'est pas effectuée au même point du câble, ce qui constituerait une section dangereuse ; elle ne peut non plus s'étendre sur une trop grande longueur, par suite du manque d'homogénéité du câble dans ce tronçon de transition. En fait, elle s'opère sur quelques mètres.

Des ruptures, qui se sont produites aux changements de section, ont amené le charbonnage du Poirier à employer, depuis 1887, des câbles à section uniforme.

Elles sont probablement attribuables à la trop faible longueur sur laquelle portait la variation.

Dans les câbles en aloès, la décroissance peut être

graduée à volonté par suite de la multiplicité des fils élémentaires et de leur mode d'assemblage.

Durée et tonnage extrait. — Les câbles métalliques sont généralement garantis pour 16 mois par les fabricants sans spécification du tonnage. Il est vrai que ces tonnages (charbon, terre, eau) n'atteignent pas 250 tonnes par jour et par câble et sont souvent notablement inférieurs.

C'est ainsi que les derniers câbles mis hors service aux charbonnages de Marchienne ont eu les durées et extractions suivantes :

CHARBONNAGE	CABLES	TYPE	DURÉE	DATE de la mise hors service.	TONNAGE EXTRAIT EN TONNES				PROFONDEUR	OBSERVATIONS
					Charbon.	Terre.	Eau.	Total.		
Puits n° 1	Midi	décroissant	16 mois	8 oct. 1899	32.161	16.200	1.639	50.000	1.025	Bobine haute
—	Nord	uniforme	17 mois	17 oct. 1899	36.900	19.000	1.500	57.400	1.025	Bobine basse
Puits n° 2	Levant	décroissant	15 mois	12 oct. 1899	77.000	38.000	0	115.000	912	Bobine haute
—	Couchant	uniforme	13 mois	14 mai 1899	63.000	27.000	0	90.000	912	Bobine basse (Ce câble a reçu un coup au cours de son fonctionnement.)

Au charbonnage de Marchienne, des quatre câbles actuellement en fonctionnement, deux sont décroissants et deux uniformes ; ils ont remplacé respectivement des câbles de types différents. Quand ils seront arrivés à leur terme de mise hors d'usage, chaque bobine aura donc fonctionné avec un câble uniforme et un câble décroissant, et on pourra peut-être arriver à une détermination de la valeur respective de ceux-ci, les expériences des 4 premiers câbles ne permettant aucune conclusion.

Primitivement les cages du puits n° 1 contenaient 10 chariots, la réduction de la charge par suite de la suppression de deux chariots a permis, tout en conservant une extraction journalière sensiblement la même, de prolonger la durée des câbles de deux et trois mois.

Au puits Saint-André du Poirier les câbles fonctionnent de 12 à 15 mois et fournissent une extraction de 100.000 tonnes.

Les coefficients de sécurité, en supposant les cages chargées de terre, ont les valeurs suivantes :

Charbonnages de Marcinelle, câbles uniformes...	6,4 à 13,4
Charbonnages du Poirier — ...	6,7 à 14,4

Charbonnages de Marchienne :

Puits n° 1,	câble	uniforme..........	6,0 à 13,9
—	—	décroissant........	6,6 à 12,3
Puits n° 2,	—	uniforme..........	5,4 à 9,4
—	—	décroissant........	5,9 à 8,6

Ainsi qu'il ressort de ces données, la variation du coefficient de sécurité est très considérable dans les câbles à section uniforme ; elle augmente nécessairement avec la profondeur et avec la diminution des charges.

Aussi, il me paraît que pour les grandes profondeurs, le câble à section décroissante, mais avec coefficient de sécurité différentiel, s'imposera.

Etat du câble au cours de son fonctionnement. — Suivant le règlement les câbles sont visités hebdomadairement soit par un employé du cordier, soit par un agent du charbonnage, soit concurremment par tous les deux.

Des tronçons de deux mètres environ sont coupés tous les mois à la patte, de façon à rafraîchir l'attache et la partie de celle-ci qui se plie à la suite des manœuvres. Les câbles métalliques ne paraissent pas se prêter aussi bien aux épissures que les câbles en aloès. Néanmoins, un câble métallique a fonctionné pendant 7 mois, avec une épissure à 400 mètres de l'attache et lors du retrait on n'a pas constaté que cette section eût plus souffert que les autres.

On prélève d'ailleurs aisément un échantillon en plein câble dans une section douteuse, en enlevant un toron sur une longueur de $1^m,50$ environ ; pour cela on décout le câble sur trois mètres, on l'ouvre, on détord une aussière, on coupe un toron que l'on remplace par un neuf.

Les moyens de reconnaître l'état du câble sont :

1. L'essai à la traction d'un tronçon de câble coupé à la patte.

2. Les essais de traction, flexion et torsion sur les fils élémentaires provenant de pattes coupées ou de ficelles (torons) prélevées en plein câble dans une section fatiguée ou avariée.

3. La diminution de section des fils ; fils à l'extérieur par suite de l'usure du frottement, fils à l'intérieur par suite de l'oxydation.

4. La diminution de flexibilité du câble qui se décèle :

a) Par la diminution d'épaisseur du câble (laminage) résultant du rapprochement de tous les éléments constitutifs du câble, dont la compacité augmente au détriment de la flexibilité.

b) Par la moindre variation de longueur du câble, chargé ou non.

Ainsi que nous l'avons dit précédemment, l'absence de banc d'épreuve suffisamment puissant ne permet pas l'essai des câbles à section constante. Les essais sur fils neufs et après onze mois de fonctionnement ont donné pour l'un des câbles mentionné au tableau précédent, les résultats suivants :

	Traction	Flexion	Torsion
Fil neuf................	430^{kg}	16-20	38
Fil après 11 mois........	380	8-15	4

Depuis quelque temps on procède au charbonnage de Marcinelle à des essais de traction, flexion, torsion sur un certain nombre de fils élémentaires de chaque patte coupée mensuellement.

Les conditions imposées aux câbles neufs sont :

130 kilogs par millimètre carré à la traction.

17 flexions (à 180° sur 5 millimètres de rayon).

30 torsions (0^{m},150 entre mâchoires).

Les chiffres moyens obtenus lors des essais mensuels sont consignés dans les tableaux suivants.

Ces résultats sont ceux donnés par le câble de droite du puits n° 11 (le câble de gauche est de pose toute récente : (11 mars 1900) et par un câble d'un autre puits sur lequel des essais ont été faits depuis le 26 mars 1899.

CABLE DE DROITE DU PUITS N° 11 placé le 5 décembre 1899				
Date de coupage des pattes	7 janv. 1900	12 février	18 mars	22 avril
Tonnages extraits.......	3.314 tonnes	8.018	11.914	16.116
Résistance moyenne par millimètres carrés..	120 k	130 k	131 k	138k,3
Résistance totale.......	117.625k	127,900 k	128.290k	132.860k
Nombre moyen de flexions	17,5	17	16	15,9
Nombre moyen de torsions		33	33	32,5

CABLE DE DROITE DU PUITS N° 4 (servant au retour du courant) placé le 7 Août 1898						
Date des pattes..	26 mars 1899	14 avril	25 mai	2 juillet	21 août	15 septemb. mise hors d'usage
Tonnages extraits	42.304	44.446	45.517	51.424	58.879	63.019
Résistance par $^{mm^2}$	129k,5	129k,3	129 ,3	123k	136k,2	130k,2
Résistance totale.	111.500	111.310	111.310	105.945	117.885	112.118
Nombre moyen de flexions......	12,4	13,1	13,1	12,5	12,4	11,7
Nombre moyen de torsions......	2,4	2,5	2,5	2	25,4	2,1

Il résulte de ces données 1° Que les variations de résistance des fils élémentaires sont faibles et irrégulières ; 2° Que le nombre de torsions se réduit rapidement à une faible valeur, tout en étant cependant très variable ; ainsi on constate que ce chiffre varie pour les fils d'une même patte de 6 à 50 ; 3° Que le nombre de flexions diminue faiblement, mais cependant assez régulièrement.

On conclut de ce qui précède que, dans l'état actuel, on ne peut tirer de déductions utiles de ces expériences, relativement à la conservation du câble.

Il est cependant hautement désirable de voir ces essais se généraliser.

A titre d'exemple je donne ci-après les résultats des expériences faites sur les dernières pattes des deux câbles du puits n° 11.

PATTE DU 22 AVRIL 1900. — CABLE DE GAUCHE

Composée de 320 fils de 1,96 $^m/_m$ de diamètre.
Essais de résistance à la traction sur $0^m,50$.
Résistance totale : 127.900 kilos.
— moyenne par fil $399^k,6$, par $^m/_m$ carré $133^k,6$
— la plus faible — 350^k — $116^k,6$.
— la plus grande — 440^k — $146^k,6$.
Essais de torsion sur $0^m,20$.
Nombre de tours moyen par fil.............. 32,5
— le plus faible par fil......... 6
— le plus grand par fil......... 50
Essais de flexion :
Nombre de flexions moyen par fil............ 15,9
— le plus faible par fil...... 13
— le plus grand par fil...... 20

PATTE DU 22 AVRIL 1900. — CABLE DE GAUCHE

Composée de 320 fils de 1,96 $^m/_m$ de diamètre.
Essais de résistance à la traction sur $0^m,50$.
Résistance totale : 132.860 kilos.
— moyenne par fil $415^k,1$, par $^m/_m$ carré $138^k,3$.
— la plus faible — 370 — 124.
— la plus grande — 490 — 163,3.
Essais de torsion sur $0^m,20$.
Nombre de tours moyen par fil................. 36, 2.
— le plus faible par fil........... 19
— le plus grand par fil 53
Essais de flexion :
Nombre de flexions moyen par fil................ 15,7
— le plus faible par fil......... 13
— le plus grand par fil......... 19

La diminution de section des fils sur les faces extérieures du câble par usure, due au frottement de celui-ci, se mesure aisément. La face portant sur les molettes s'use beaucoup plus rapidement que l'autre, on peut retourner le câble face à face au bout d'un certain temps.

L'oxydation a pour effet de mettre rapidement un câble hors d'usage. Lorsque ce phénomène a commencé à se produire, il se continue, malgré le graissage du câble, sous la couche d'enduit.

Il est aisé de comprendre que, vu la faible section des fils élémentaires, un fil attaqué est vite réduit à une résistance minime.

L'oxydation sera d'autant plus à craindre que le milieu où fonctionne le câble sera favorable à cette action, c'est-à-dire dans les puits humides, et surtout dans les puits de retour d'air.

Il a été constaté par la pratique que le fonctionnement du câble, qui a pour effet d'alterner les séjours dans l'atmosphère viciée du puits de retour et l'atmosphère extérieure, est favorable à la conservation de celui-ci.

Les plus mauvaises conditions seront donc réservées dans le cas d'un puits humide de retour d'air, où les câbles fonctionnent peu ou pas.

Il a été reconnu que, dans ces conditions, la galvanisation des fils a pour effet d'empêcher ou de retarder l'oxydation.

L'enduit doit être : 1° absolument neutre ;

2° Assez adhérent pour rester fixé au câble et ne pas être projeté dès les premières cordées ;

3° Assez fluide cependant pour pénétrer à l'intérieur des aussières.

La coexistence de ces deux conditions de sens opposé a pour effet de fixer, au liquide employé, un degré de viscosité déterminé qui variera avec les saisons.

Le mélange consiste en résine et goudron minéral, par parties sensiblement égales, ou en un produit spécial, fourni par les cordiers.

Le graissage se fait hebdomadairement ou tous les quinze jours. Certains charbonnages, où le graissage était exécuté par quinzaine, ont reconnu l'opportunité de le renouveler hebdomadairement.

Le graissage se fait à la main, pendant le jour et sur le câble montant. On l'effectuera donc le dimanche. Le temps nécessaire pour graisser deux câbles de 1.000 mètres varie de trois à quatre heures. C'est là une sujétion qui diminue sensiblement le temps disponible pour les réparations. De plus, l'huile représente une certaine dépense.

La diminution de flexibilité peut être appréciée par le laminage des câbles et par son moindre raccourcissement, lorsqu'on descend du personnel.

D'après les mécaniciens d'extraction, que j'ai consultés, pour 1.000 mètres de profondeur, une variation de longueur d'un câble neuf serait dans ce cas de $^{4}/_{1000}$ et descendrait à $^{1}/_{1000}$ à la fin de son temps de service.

Le laminage, ou diminution de l'épaisseur du câble, n'est pas uniforme, j'ai constaté que l'épaisseur d'un câble avait varié en certaines sections de 18 millimètres à 16 millimètres et même 14 millimètres après 14 mois de service.

Câbles métalliques ronds. — Ils sont peu employés pour l'extraction proprement dite en Belgique. Il n'en a été fait qu'un essai à grande profondeur, au puits des Viviers, où l'on avait employé le système Koepe.

Actuellement ce dispositif est supprimé et remplacé par des câbles plats et bobines.

La fabrication produit des câbles plats suffisamment homogènes, pour que la résistance totale de ceux-ci

atteigne, à une fraction relativement faible près, la somme de résistance de chaque câble élémentaire qui le constitue.

Par contre, les câbles plats présentent de nombreux avantages, à savoir : à résistance égale leur surface est beaucoup plus étendue ; elle permettra donc une surveillance plus aisée ; le graissage de l'entièreté de celui-ci et partant sa conservation sera mieux assuré ; la surface de portée sur les molettes étant plus grande, l'usure des fils sera moindre.

Par suite de sa forme, ce câble sera plus flexible, il donnera donc un meilleur équilibre si l'on emploie, pour obtenir celui-ci, la variation des rayons d'enroulement.

Nous aurons d'ailleurs à revenir sur ce sujet quand nous causerons de l'équilibre des machines d'extraction. Quoi qu'il en soit, les avantages en faveur du câble plat s'accentuent avec la profondeur.

L'emploi de câbles décroissants serait d'ailleurs rendu difficile par suite de la forme des molettes et de l'usure irrégulière qui pourrait s'en suivre.

Câbles en aloès. — Les câbles en aloès de Manille (abaca ou bananier textile) ont une résistance variable suivant la forme du câble (plat ou rond) et suivant le diamètre et l'épaisseur.

On n'emploie pour l'extraction que les câbles plats. La résistance de l'aloès de première qualité, bien peigné et de bonne fabrication, peut atteindre 800 et 900 kilos par centimètre carré.

A titre d'exemple, je signalerai que les aussières séparées, provenant de deux cordiers différents et ayant respectivement 35 et $36^{mm},5$ de diamètre, ont donné des charges de rupture de 8.620 kilos et 9.635 kilogs, soit 900 kilogs environ par centimètre carré.

Cette résistance diminue avec l'augmentation de diamètre des câbles.

D'autre part, malgré les soins d'une bonne fabrication, l'homogénéité d'un câble plat n'est pas parfaite.

Les cordiers belges ne garantissent généralement, en câble plat, qu'une résistance de 650 kilos à la patte et 600 kilos à l'élevage.

Cette valeur me paraît certainement inférieure à la réalité.

J'estime qu'il serait préférable de partir de la résistance réelle, quitte à employer un coefficient de sécurité plus élevé; de cette façon, il serait aisé de se rendre compte de la déperdition de résistance d'un câble après un certain temps de fonctionnement, facteur qui me paraît indispensable pour juger la dépréciation de celui-ci.

Constitution des câbles. — Les aussières sont toujours à trois torons, pour obtenir le maximum de résistance et une bonne couture.

Dans les câbles à grandes profondeurs, le nombre d'aussières est de 10 ; le serrage de la couture produit une striction de 20 °/₀.

On n'a constaté aux Charbonnages des Produits et de l'Agrappe aucun inconvénient résultant de l'augmentation du nombre d'aussières de 8 à 10, la couture se maintient bien, l'enroulement du câble se fait régulièrement. Cette augmentation permet une diminution du rayon initial. Les câbles sont à section décroissante, généralement par toron de 100 mètres.

La largeur à la patte des câbles en usage au n° 18 des Produits, n'a que les 57 °/₀ de la largeur à l'élevage ; pour des câbles à 1.500 mètres devant élever la même charge (6.000 kilos) et travaillant dans les mêmes conditions, ce rapport descendrait à 51 °/₀. En admettant

un rayon initial de $1^m,60$, suffisant pour un câble de 56 millimètres d'épaisseur, le rayon final passe de 3.900 à 4.630.

Il est à supposer qu'une augmentation de 6 °/₀ en largeur et de 19 °/₀ de la valeur du rayon d'enroulement ne modifieraient pas les conditions de bon fonctionnement des câbles.

C'est le câble du bas chief qui, lorsqu'il n'est pas tendu (cage au jour) a le plus de facilité de se dévier latéralement et de tomber contre les bras de bobine. Un accident de ce genre est arrivé à un câble neuf que l'on venait de placer, et qui, ayant pris, après sa chute contre les bras de bobine, une position verticale, s'est rompu, l'aussière supérieure supportant presque toute la charge.

Il conviendra donc que le câble de la cage au jour reste tendu, c'est ce que l'on obtient avec les taquets à abaissement, sur lesquels nous aurons à revenir ultérieurement.

Coefficient de sécurité. — Contrairement aux câbles métalliques, les câbles en aloès dans les puits sans excès d'eau fatiguent plus à l'élevage qu'à la patte. Eu égard à cette circonstance, on fait travailler l'aloès à 100 kilos à la patte et 90 kilos à l'élevage, ce qui correspond à un coefficient conventionnel de sécurité de 6,50 et 6,6, en prenant comme base 650 kilog. et 600 kilog. comme charge de rupture. En fait ce coefficient est plus élevé, et ne paraît pas devoir être inférieur à 7,5.

Les cordiers donnent les mêmes garanties de temps et de tonnage aux câbles de grande profondeur qu'aux autres. C'est ainsi que les câbles fonctionnant aux puits n° 10 de Grisœil et 18 des Produits, sont garantis

pour une durée de 30 mois et une extraction de 175.000 tonnes.

La mise en activité des étages profonds de ces deux sièges est relativement récente et les premiers câbles servant à l'extraction du charbon sont encore en activité. Les câbles qui ont précédé ceux-ci à Produits, et qui ont servi à l'exécution des travaux préparatoires ont duré 44 mois. L'aménagement des premiers chantiers n'est pas encore terminé, c'est-à-dire que la production a été faible jusqu'à présent. On ne pourra donc juger les câbles par l'extraction qu'ils ont effectuée, mais plutôt par la durée de leur fonctionnement. Celui-ci n'a donné lieu à aucune observation, et aucune réparation ou modification n'a dû être apportée à ces câbles.

Le tableau ci-dessous donne les extractions des câbles des Produits et du n° 10 de l'Agrappe.

PUITS	CABLE	LONGUEUR	POIDS	DATE du placement	NOMBRE d'aussières	DIMENSION à l'élevage	DIMENSION à la patte	EXTRACTION EN TONNES au 31 Mars 1900				Durée actuelle de fonctionnement (31 Mars 1900).	GARANTIE
								Charbon	Terre	Eau	Total		
Puits n° 10 : Agrappe (extraction à 1.000 mètr.).	Gauche	1.150	12.400k	3 avril 1898	10	0m385 × 0,042	0,230 × 0m030	39.021	28.268	6.542	73.831	24e mois	175.000t (30 mois)
	Droit	1.150	11.030	13 février 1898	8	0.330 × 0,040	0,220 × 0,030	40.481	28.282	1.946	71.309	26e —	Id.
Puits n° 18 : Produits (extraction à 1.450 met.). (Câbles calculés pour 1.200 m.)....	Nord	1.350	14.310	20 février 1898	10	0,395 × 0,0505	0,225 × 0,029	—	—	—	50.000	25e —	Id.
	Midi	1.350	14.310	21 août 1898	10	Id.	Id.	—	—	—	39.000	19e —	Id.

Nous avons vu précédemment que les fabricants de câbles estimaient la charge de rupture à la patte à 650 kilog., chiffre inférieur à la réalité.

La déperdition de résistance du câble lors de son arrivée à la limite de garantie, soit de tonnage, soit de durée, dépend beaucoup des circonstances de son emploi et notamment de la déviation plus ou moins grande du puits, de l'état du guidonnage, etc.

Des essais n'ayant pas été faits sur les câbles à grande profondeur, voici quelques résultats obtenus sur des câbles ayant fonctionné dans d'autres puits du Centre ou du Borinage.

	NOMBRE d'aussières	CHARGE utile d'un trait	PROFONDEUR d'extraction	DURÉE de fonctionnement du câble.	RÉSISTANCE à la patte à la mise hors service.
n° 1	8	6 chariots	825	24 mois	550 kilogs
n° 2	10	8 —	800	32 mois	446 —
n° 3	8	6 —	650	A atteint le tonnage garanti de 170.000t	550 —

Les chariots contiennent environ 400 kilos de charbon.

Un autre mode de procéder, rapide, peu coûteux et efficace pour apprécier la déperdition de résistance des câbles en aloès au cours de leur fonctionnement, est en usage depuis quelques mois au Charbonnage de Marcinelle. Il consiste à décomposer en ses fils de caret et sur $0^{m},50$ de longueur, chaque patte coupée mensuellement.

Une forte traction exercée à la main sur chaque fil de caret produit la rupture d'un certain nombre d'entre eux. La proportion de fils résistants permet de juger de la résistance du câble. On a constaté, en effet, que le nombre de fils qui rompent augmente progressivement jusqu'à atteindre les 3/5 du nombre total de fils, lors de la mise hors d'usage du câble.

A titre d'exemple je donne le diagramme (Fig. 14) d'un câble en fonctionnement depuis le 19 décembre 1897 au puits n° 6 et sur lequel des essais ont été faits depuis le 2 avril 1899. Au 8 mai 1900, ce câble avait effectué une extraction de 123.584 tonnes. A cette date, sur 792 fils qui constituent le câble, 377 résistaient à la traction à la main. Les pattes coupées mensuellement ont de 1 mètre à $1^m,80$ de longueur. A deux reprises on a enlevé des tronçons de plus grande longueur (25 mètres et 20 mètres).

Chaque fois on a constaté un relèvement du nombre de fils résistants, ainsi qu'il est figuré au diagramme.

Les câbles dont il s'agit dans le tableau ci-dessus fonctionnent dans de bonnes conditions ; ils ont conservé une grande partie de leur résistance initiale.

Il n'en est pas toujours ainsi ; bien des câbles travaillent dans des conditions relativement peu favorables, mais imposées par les circonstances.

L'extraction économique à grande profondeur n'est possible qu'avec un bon régime de fonctionnement des câbles.

Les principaux moyens de vérifier l'état de conservation d'un câble en aloès sont : l'essai à la traction, l'allongement du câble, le laminage, la conservation d'une certaine quantité de goudron, le pourcentage de fil de caret ayant encore conservé de la résistance.

L'essai à la traction, soit du câble entier, soit des fils élémentaires, est certainement le plus impor-

tant, et il est désirable de voir généraliser ce mode d'investigation.

Nous avons dit que le régime des câbles, en grande profondeur, devait être régulier, dépourvu de causes d'usure et d'à-coups. Voyons rapidement les conditions à réaliser.

Conditions de bon fonctionnement des câbles. — Tout d'abord la nécessité d'un puits suffisamment vertical s'impose. Il faut donc éviter, autant que possible, les mouvements de terrain en laissant des massifs inexploités suffisants autour des puits, et en n'ouvrant des accrochages que dans de bons terrains.

L'obtention des grands volumes d'air entraînant les grandes sections de puits, cette condition sera de nature à diminuer les chances de venue en contact des câbles avec les parois. Le puits d'aérage ne devra pas contenir des engins de nature à créer une résistance à la circulation du courant.

Dans certains cas, où les puits d'extraction sont trop déviés et entraînent une usure des câbles et une vitesse de translation peu compatibles avec les grandes profondeurs, on sera amené, ainsi que cela s'est déjà fait, à creuser un nouveau puits d'extraction et à transformer l'ancien puits en puits d'aérage, ce qui aura souvent pour heureux résultat d'améliorer la ventilation.

Dans deux des sièges considérés, les puits absorbaient respectivement 25 et 48 °/₀ de la dépression créée par la ventilation.

On doit éviter, autant que possible, le pliage du câble sur lui-même, à proximité de l'attache, lors des manœuvres.

Ce pli tend à se reproduire au même point, par suite de la diminution de résistance en cet endroit, amenant ainsi l'affolure du câble.

Avec les longues cages à nombreux paliers, l'excès de longueur des câbles nécessité par la manœuvre est quelquefois considérable et le pliage se fait sous des rayons faibles, surtout dans les puits à section s treinte.

Le moyen d'éviter ou d'atténuer cet inconvénient est de supprimer les manœuvres et d'avoir des câbles bien réglés, ou bien d'exécuter les manœuvres du jour et du fond par la machine, mais séparément.

L'emploi des recettes étagées, aussi bien au fond qu'au jour permet de supprimer les manœuvres.

L'emploi de cages à deux chariots en file par palier ou le manque de résistance des terrains (cas du n° 1 de Marchienne) peuvent rendre difficile ou impossible l'établissement de recettes étagées au fond.

En cas de manœuvres multiples, les cages à plusieurs chariots par palier seront plus avantageuses pour la conservation du câble. Par exemple, si on emploie une cage à 6 chariots, à raison de deux chariots par palier, avec manœuvres du jour et du fond indépendantes, par suite de l'emploi de dispositifs appropriés (balance à contrepoids, taquets hydrauliques), un excès de longueur de $2^m,50$ sera suffisant pour les manœuvres de la cage du fond, et permettra de disposer au jour, par suite de l'amplification des rayons, d'une longueur suffisante pour exécuter les manœuvres à la machine.

En donnant donc aux chaînes d'attache une longueur de $2^m,50$, on pourra éviter le pliage du câble à la patte même dans le cas où l'on reçoit la cage au jour tout d'abord par son palier inférieur ; ce qui est imposé en cas d'emploi de taquets à abaissement. J'ajouterai, dans cet ordre d'idées, que l'attache directe du câble à la cage, sans intervention de chaînes ne me paraît nullement recommandable.

L'emploi des taquets à abaissement a donné de

bons résultats au point de vue de la conservation des câbles. Les seuls employés en Belgique sont les systèmes Stauss et Wilmotte.

Les châssis à molettes de grande hauteur ont l'avantage concurremment avec beaucoup d'autres d'éviter que la patte proprement dite, soumise le cas échéant au pliage, vienne s'enrouler sur les molettes et éprouve de ce fait un supplément de fatigue dont il convient de la dispenser.

Les câbles doivent avoir un travail uniforme. Il faut éviter ou plutôt réduire autant que possible les changements brusques du mouvement de la machine qui sont une cause de ballottement et de vibration, particulièrement préjudiciable aux câbles métalliques, ainsi que nous l'avons vu précédemment.

Ces vibrations sont fonctions de la vitesse, il convient de ne pas dépasser une vitesse maxima qui peut être plus grande pour les câbles en aloès que pour les câbles métalliques.

La marche de la machine est d'autant plus régulière qu'elle est mieux équilibrée ; même dans les grandes profondeurs, l'équilibre n'est réalisé d'une façon satisfaisante que par l'emploi de bobines.

L'arrivée au jour avec moment négatif doit être évitée autant que possible, parce qu'elle entraîne à employer la marche à contre-vapeur, dont les effets se répercutent sur les câbles et d'autant plus que leur élasticité est moins grande.

La possibilité de proportionner l'effort moteur de la machine aux résistances à vaincre peut être laissée entièrement entre les mains du machiniste qui règle la détente à volonté, ou être demandée à un régulateur.

A la suite d'une rupture de câble survenue dans l'un des charbonnages exploités à grande profondeur

et dont on ne parvenait pas à trouver la cause, on fut amené à mettre en suspicion cet appareil.

Des expériences furent faites, lesquelles ont été relatées par M. Durant (Publication des Ingénieurs sortis de l'Ecole de Mons, tome IX) et amenèrent à conclure au retard de fonctionnement d'un régulateur trop paresseux, aggravé par une manœuvre vicieuse du machiniste, tendant à corriger ce premier défaut. Dès que la vitesse croissante avait atteint une certaine valeur, le régulateur actionnait brusquement la détente, le machiniste, pour corriger la diminution immédiate de vitesse qui tendait à en résulter, ouvrait au large le modérateur, d'où une succession d'efforts en sens inverse sur les pistons qui se répercutaient sur les câbles.

Ce qui précède ne me paraît pas suffisant pour proscrire d'emblée les régulateurs, mais indique que ce sont des appareils à surveiller de près.

Quoi qu'il en soit, les variations d'efforts sur les câbles entraînent des variations de vitesse. Il est possible de constater celles-ci au moyen d'appareils à enregistrement continu, prenant leur mouvement sur l'une des molettes.

Ces diagrammes permettent non seulement de s'assurer de la façon dont travaillent les câbles, mais aussi de contrôler tout le service de la machine d'extraction.

Un appareil de ce genre va être installé au charbonnage de Marcinelle et il est hautement à désirer de le voir se répandre partout.

Une dernière considération, relative à la conservation des câbles, a trait à l'épuisement par cages.

Ce mode de procéder est excessivement préjudiciable. En effet, le démarrage de la cage sous l'eau nécessite, par suite de la densité plus grande du milieu dans

lequel elle se déplace, un violent effort du câble ; la visite de la potelle et du guidonnage est difficile ou impossible, d'où des déraillements de cage.

Des coincements entre les guides peuvent se produire par suite de morceaux de bois flottants. Les puits où l'épuisement se fait normalement par cages sont très humides.

Si le chanvre de Manille demande pour sa conservation un état humide, un excès d'eau lui est très défavorable ; l'eau pénètre dans le câble et en chasse en partie le goudron.

Celui-ci, comme on le sait, a pour effet de donner de la flexibilité à la fibre d'aloès et de lui conserver sa résistance en empêchant sa dénaturation. Le départ de cet enduit protecteur entraine à une diminution rapide de résistance.

Le système de serrer plus fortement la couture des pattes des câbles servant à cet usage, n'est qu'un palliatif.

Il résulte de ce qui précède que, tant pour la conservation des câbles que pour d'autres raisons non moins probantes, que nous exposerons plus loin, l'épuisement par cage doit être proscrit dans les mines profondes.

Pour éviter les inconvénients signalés, un des charbonnages visés dans la présente notice a installé, à l'accrochage inférieur, une petite pompe mue par air comprimé, qui aspire les eaux de la potelle et les déverse dans des wagonnets.

Equilibre des câbles. — Les moyens proposés ou employés se rangent en deux catégories suivant que le rayon d'enroulement reste constant ou varie.

Nous avons vu précédemment, que les câbles ronds présentent par rapport aux câbles plats des inconvé-

nients qui paraissent devoir les éliminer dans les extractions à grande profondeur.

Les moyens d'équilibre de cette catégorie (dispositif varié de chaînes contrepoids se mouvant dans des puits, câble d'équilibre ordinaire, système Lindenberg n° 1) (le système n° 2 a été démonté après quelques mois d'usage) ne paraissent pas pouvoir s'appliquer aux grandes profondeurs, soit qu'ils exigent des installations trop compliquées et trop considérables, soit qu'ils imposent un surcroît de charge aux câbles. Le système Koepe, installé sur un puits des Viviers, où il desservait un étage à la profondeur de 940 mètres par des cages à trois chariots, a dû être déplacé, il y a huit mois, et fonctionne actuellement à une profondeur de 250 mètres.

Il ne reste donc à considérer que les dispositifs avec variation des rayons d'enroulement, soit avec câbles ronds et tambour spiraloïde, soit avec câbles plats et bobines.

Il n'existe en Belgique qu'un spiraloïde, c'est celui du puits Colard de la Société Cockerill, n'extrayant qu'à profondeur moyenne.

Des spiraloïdes construits pour une extraction à 1000 mètres existent en France et en Allemagne, mais fonctionnent à des profondeurs notablement moindres.

Les dimensions de leurs éléments et leur poids semblent indiquer que l'on a atteint les limites où ces appareils cesseraient d'être encore pratiques.

On n'est d'ailleurs pas fixé sur la stabilité et le fonctionnement de ces engins travaillant aux limites extrêmes qui leur sont assignées.

Au point de vue de restreindre la largeur des tambours spiraloïdes et d'arriver ainsi à des arbres de dimensions moins considérables, M. Thomson a divisé,

dans ses installations remarquables de Preussen, le spiraloïde en deux tambours séparés.

Cette solution permettra de reculer peut-être la limite d'emploi des spiraloïdes, mais dans une assez faible mesure à mon avis, laquelle ne pourrait atteindre 1.500 mètres.

Elle ne s'obtient pas d'ailleurs sans entraîner une certaine complication de la machine.

Les bobines ont pour premier avantage de fonctionner avec câbles plats qui sont les mieux appropriés aux grandes profondeurs.

Elles sont excessivement simples de construction, permettent d'enrouler 1.500 mètres de câble, sans atteindre des diamètres exagérés, leur masse est relativement faible et partant leur conduite est plus aisée, par le machiniste.

Elles donnent un équilibre satisfaisant, ainsi que nous le verrons plus loin.

Enfin, elles ont fait leurs preuves, et l'extension de leur emploi à grande profondeur n'a donné lieu à aucune observation ou modification.

PUITS	PROFONDEUR	RAYON initial.	RAYON final.	POIDS de la cage chargée de charbons.	POIDS du câble par mètre courant	MOMENT au départ du fond.	MOMENT à l'arrivée au jour.	OBSERVATIONS
Produits n° 18...............	1.150	1.600	3.900	5.600k	10k600	+ 15.984	— 2.784	Calculé pour une charge de 6000 kilos.
Agrappe n° 10...............	1.000	1.250	3.475	6.050	10,780	+ 8.602	— 1.904	
Marcinelle n° 2..............	986	1.250	2.570	8.060	10,750	+ 10.321	+ 139	
Marchienne n° 1.............	1.025	1.380	2.850	8.840	12,250	+ 14.130	+ 3.597	
Marchienne n° 2.............	916	1.320	2.630	12.560	12,250	+ 10.627	+ 932	
Poirier (Saint-André)........	940	1.800	3.000	6.800	9,750	+ 16.437	— 3.377	

Vitesse. — Avec les bobines en supposant une vitesse de rotation constante de la machine (abstraction faite des variations au départ et à l'arrivée) la différence entre la vitesse maxima et la vitesse moyenne ira en croissant avec la profondeur.

Pour diminuer cette différence et augmenter en conséquence la vitesse moyenne, la vitesse de rotation de la machine devrait croître jusqu'au changeage, puis diminuer ensuite. En fait, la marche de la machine est sensiblement uniforme, on tend à s'accélérer vers la fin de la translation, si les câbles ne sont pas équilibrés, et surtout si on a un moment négatif à l'arrivée.

La différence entre les vitesses moyennes et maxima étant proportionnelle à la différence des rayons initial et final, sera plus grande avec les câbles en aloès qu'avec les câbles métalliques.

Les vitesses moyennes sont respectivement de :

Charbonnage de Marchienne.	puits n° 1 à	1025^m	4^{m}27
—	puits n° 2	916	5 55
Charbonnage de Marcinelle.	puits n° 2	986	8 21
Charbonnage des Produits..	puits n° 18	1150	7 66
Charbonnage de l'Agrappe.	puits n° 10	1000	7 37
Charbonnage du Poirier....	p. St-André	940	9 40

Avec les câbles en aloès on pourra admettre pour 1500 mètres une vitesse maxima de 18 mètres correspondant à une vitesse théorique moyenne de 12 mètres, laquelle ne dépassera pas 10 mètres en pratique, en tenant compte des périodes d'arrivée et de départ.

Avec les câbles en acier il est désirable d'abaisser la vitesse maxima de façon à atténuer les vibrations et d'augmenter plutôt la charge. En admettant une vitesse maxima de 15 mètres, on obtiendra une vitesse moyenne de 8 mètres.

Le temps d'un trait, à 1500 mètres, serait donc de 150 secondes avec les câbles en aloès, de 188 secondes avec les câbles métalliques.

Tonnage à extraire à grande profondeur. — Dans un gisement de couches minces, eu égard aux conditions thermiques, qui ne permettront d'avoir qu'un nombre limité de circuits d'aérage et partant de chantiers en abatage, je suis d'avis que la production moyenne d'un siège ne dépasse pas 500 tonnes.

Cette extraction peut être opérée dans des conditions pratiques par un seul puits, qui sera évidemment celui d'entrée d'air.

Néanmoins l'équipement des deux puits pour le service d'extraction aura pour résultat de donner à celle-ci plus d'élasticité et d'assurer sa constance indépendamment des accrocs qui se produisent même dans les installations les mieux organisées.

La charge utile par trait est fonction du temps disponible pour le service de l'extraction proprement dite, de la vitesse moyenne de translation, de la durée des manœuvres.

Si nous nous reportons aux exemples que j'ai pris, nous constatons que ces différents facteurs ont les valeurs suivantes :

PUITS	NOMBRE de paliers	NOMBRE de chariots	POIDS de la cage	POIDS du chariot vide	POIDS de la charge utile	TEMPS de la transla-tion	TEMPS des manœu-vres	TEMPS total d'un trait	NOMBRE de chariots par heure	TONNAGE PAR HEURE	TONNES — MÈTRES par heure
										(charbon)	
N° 18, Produits (1150m).	6	6	2000	200	400	150"	45"	195"	108	43^t	49.450
N° 10, Agrappe (1000m) .	3	6	2300	225	400	135	45	180	120	48	48.000
N° 2, Marchienne (912m).	12	12	5000	200	430	165	135	300	144	62	51.544
N° 1, Marchienne (1025).	8	8	3800	200	430	240	100	340	84	36	36.900
N° 2, Marcinelle (986m). .	6	6	3500	260	500	120	180	300	72	36	35.466

Les volumes nécessités par les grandes profondeurs exigent des puits de grande section. En général, on pourra donc utiliser des cages à plusieurs chariots par paliers ; eu égard au tonnage par trait, le type de cage à 6 chariots à raison de 2 chariots en tandem par palier semble préférable. Les cages à 8 chariots, à raison de 4 par paliers, ne sont pas en usage en Belgique et ne me paraissent pas appropriées pour les grandes profondeurs, les grandes vitesses demandant un guidage aussi bon que possible, et les pressions considérables de terrain ne permettant pas l'ouverture d'accrochage à 4 voies.

Dans les exemples cités, le faible diamètre du puits a nécessité l'emploi de cages étroites à un chariot par palier ; leur nombre varie de 6 à 12. Les longues cages nécessitent un matériel solide pour éviter les effets de refoulement, le poids mort en est élevé par rapport à la charge utile.

L'emploi d'acier profilé permettrait d'alléger le poids des cages, qui sont généralement en fer plat.

Certains ingénieurs préfèrent les fers plats qui permettent plus aisément un redressement des éléments en cas d'accident.

La charge utile par chariot la plus recommandable est celle de 500 kilos; avec un matériel d'acier bien constitué, suffisamment solide, on obtient des chariots dont le poids ne dépasse pas 45 °/₀ de la charge utile.

Les chiffres des exemples cités s'éloignent notablement de cette proportion.

DÉCAGEMENT, MANŒUVRES

Les divers dispositifs usités pour abréger le temps des manœuvres peuvent se diviser en trois catégories :

1. Le décagement simultané de l'entièreté ou d'une

partie des paliers d'une cage, tant au fond qu'au jour, au moyen de recettes multiples étagées, ou au moyen de cages annexes, tel le dispositif de M. Thomson à Preussen.

2. L'indépendance, par rapport à la machine d'extraction, des manœuvres du fond, où le décagement se fait à une recette unique au moyen de la balance à contrepoids ou des taquets hydrauliques.

3. Le décagement automatique destiné à obtenir plus de rapidité et à économiser du personnel. Il y a lieu ici de distinguer la cage vide au fond de la cage pleine au jour.

Pour la première, le choc des chariots pleins, descendant une pente faible, sera suffisant pour mettre en mouvement et pousser hors de la cage les chariots vides.

Pour la seconde, on devra suppléer à l'insuffisance du choc des chariots vides, soit en actionnant ceux-ci par un moteur spécial, ou en inclinant les rails sur lesquels se trouvent les chariots pleins et les chariots vides qui doivent remplacer ceux-ci.

Cette inclinaison des rails est obtenue aisément par le poids de la cage elle-même, agissant sur des leviers appropriés.

L'effacement des verrous qui maintiennent les chariots dans la cage ou à la recette est obtenu automatiquement par le départ de la cage sur les taquets.

4. Les taquets à abaissement.

En Belgique, on emploie couramment les recettes étagées, les balances à contrepoids, les taquets à abaissement.

Quelques charbonnages emploient aussi les taquets

hydrauliques (Charbonnages du Grand Hornu, Charbonnages de Fontaine-Lévêque).

Voici comment sont organisées les manœuvres dans les charbonnages considérés :

Au n° 18 des Produits.

Au jour : une recette.....	6	manœuvres.	simultanées.
Au fond : 3 recettes étagées	2	—	

Au n° 10 de l'Agrappe.

Au jour : une recette.....	6	—	simultanées.
Au fond : 2 recettes étagées	3	—	

Au n° 2 de Marcinelle.

Au jour : une recette.....	6	—	séparées.
Au fond : 2 recettes......	3	—	

Au n° 1 de Marchienne.

Au jour : 2 recettes......	4	—	séparées.
Au fond : 2 recettes......	4	—	

Au n° 2 de Marchienne.

Au jour : 2 recettes espacées de 3 paliers	6	—	séparées.
Au fond : 4 recettes......	3	—	

Aucun des charbonnages ci-dessus ne fait usage de taquets à abaissement.

A Marcinelle, pour éviter le pli du câble, on sépare entièrement les manœuvres du jour et du fond.

A Marchienne, il en est de même, mais comme les cages sont très longues on alterne une partie des manœuvres au fond et au jour.

C'est ainsi qu'avec les cages à 12 paliers, les manœuvres sont les suivantes :

On reçoit successivement :

Paliers Nos	Paliers Nos
1-1, 2, 3, 4 au fond.	6-6, 3 au jour.
2-12, 9 au jour.	7-5, 2 au jour.
3-11, 8 au jour.	8-4, 1 au jour.
4-10, 7 au jour.	9-9, 10, 11, 12 au fond.
5-5, 6, 7, 8 au fond.	

En présence de la complication des manœuvres dont je viens de parler, il n'y a pas lieu d'être étonné de leur durée, indiquée au tableau, page 75.

Parmi les dispositifs pour hâter les manœuvres, quels sont ceux qui conviendraient le mieux à grande profondeur ?

Remarquons tout d'abord que nous avons une production journalière de 500 tonnes et que la durée des manœuvres intervient dans une proportion d'autant moindre dans le temps d'un trait que la profondeur est grande.

J'éliminerai donc les dispositifs avec décagement automatique au jour, qui peuvent trouver leur raison d'être, malgré une certaine complication, dans des productions intensives, dans l'emploi de grands chariots, dans la cherté de la main-d'œuvre, circonstances qui se rencontrent précisément dans les bassins anglais où ces dispositifs sont particulièrement employés.

Le service bilatéral des paliers, c'est-à-dire par circulation des chariots dans le même sens, désirable dans le cas du chariot unique par palier, devient presque nécessaire lorsque celui-ci contient deux chariots en tandem.

Cette obligation rend difficile l'emploi de recettes étagées au fond, dont l'établissement sera souvent rendu impossible par la pression des terrains.

On arrive ainsi à devoir desservir la cage par une

recette souterraine unique, c'est-à-dire que l'indépendance des manœuvres de la cage du fond s'impose, ce que l'on obtiendra par l'emploi de la balance à contrepoids ou des taquets hydrauliques, déjà cités.

Au jour, l'emploi de taquets à abaissement, en plus des avantages qu'ils donnent par la conservation du câble, permettra de terminer les manœuvres en un temps plutôt moindre que celui exigé pour les manœuvres du fond. Ces appareils (balance et taquets à abaissement) se complètent très bien et donnent d'excellents résultats, ainsi qu'on pourra en juger par les chiffres suivants obtenus en marche normale au puits n° 5 à Bascoup, où on entrait 400 chariots à l'heure, au moyen de cages à 6 chariots, à raison de deux en tandem par palier de la profondeur de 235 mètres.

La recette de la surface y est unique, munie de taquets Stauss, la recette du fond est unique, munie d'une balance Briart.

Nous avons vu précédemment que le temps nécessaire à la translation pour une extraction à 1.500 mètres était respectivement de 150 secondes et 188 secondes, suivant qu'on employait des câbles en aloès ou en acier. En fixant à 30 secondes le temps des manœuvres, ce qui est largement suffisant, la durée d'un trait serait de 180 à 218 secondes, ce qui correspond à 120 ou 100 chariots par heure, soit 60 ou 50 tonnes dans le même laps de temps.

GUIDONNAGE

Sur les sept puits considérés, trois ont des guidonnages en bois, quatre ont des guidonnages en fer.

Les guidonnages métalliques, par leur rigidité et leur meilleure conservation, permettent une plus grande vitesse que les guidonnages en bois et ont un

entretien moindre, point particulièrement important dans le cas présent, où le temps est précieux.

A titre d'exemple je citerai le guidonnage du puits n° 12 des Produits, installé depuis 13 ans, desservant une production journalière de 450 tonnes, à 650 mètres de profondeur et qui n'a encore dû subir aucune réparation.

Les guidonnages métalliques seront donc adoptés pour les grandes profondeurs.

Dans le guidonnage en bois, il y a tout avantage à avoir de fortes dimensions, c'est ce qui permet au Charbonnage du Poirier de marcher avec de grandes vitesses dans un puits assez dévié.

Deux systèmes sont en présence, en ce qui concerne la constitution des guidonnages métalliques :

Le 1er consiste à employer des rails relativement légers, maintenus par de nombreuses traverses.

Le 2me emploie des rails lourds supportés par des traverses espacées.

En Belgique, où Briart a employé les premiers guidonnages métalliques rigides au Charbonnage de Mariemont, on est unanimement partisan des guidonnages lourds qui paraissent mieux appropriés à la nature de la matière employée, à une forte charge et à la grande vitesse requise par l'extraction à grande profondeur, et nécessitent un minimum d'entretien.

Les rails guides, employés dans les exemples cités, ont des poids de 38 kilos environ au mètre courant et ont des longueurs uniformes de 9 mètres environ.

Les traverses sont distantes de 4^m,50 ou 9 d'axe en axe. Elles sont constituées par des poutrelles de 0^m,250 de hauteur et pèsent 45 kilos le mètre courant.

Bien que le guidage de Marcinelle se comporte bien, j'estime cependant qu'il est préférable de réduire l'espacement des traverses à 4^m,50, ce qui permet

d'alterner le joint des rails et donne plus de rigidité au guidonnage.

La distance entre les rails successifs varie de $0^m,02$ à $0^m,03$. A Marcinelle, on n'emploie qu'une griffe par traverse, laquelle saisit les extrémités de deux rails consécutifs, formant ainsi en quelque sorte éclisse. Dans les autres charbonnages, on place deux griffes par traverse, une supérieure, une inférieure et le joint des rails se fait entre les griffes.

Les deux systèmes donnent de bons résultats. Dans le premier on pourrait craindre la rupture des griffes, le cas échéant, par suite d'une légère flexion d'un rail-guide. Ce cas ne s'est pas produit.

Au point de vue de la disposition du guidonnage, le système par traverse centrale est bien préférable. Le dispositif employé au Charbonnage des Produits, pour donner de l'élasticité au guidage de la cage, me paraît recommandable ; il consiste à ne fixer à la cage que les deux mains-courantes correspondant à un même guide. Les deux autres mains-courantes peuvent coulisser le long des cadres supérieurs et inférieurs ; de cette façon, le passage de la cage ne sera nullement gêné, soit qu'elle ait subi une légère déformation, soit que la distance des rails ait varié.

Je ne veux pas terminer ce qui a trait au guidonnage sans rappeler les mains-roulantes à ressorts inventées par M. Soupart, en fonctionnement au Charbonnage de Marchienne.

Elles donnent particulièrement de bons résultats dans les puits déviés.

CHASSIS A MOLETTES

Les chevalements métalliques remplissent, sans difficulté, les conditions nécessitées par une extraction à grande profondeur.

Parmi les installations considérées, six ont des châssis triangulaires, un est de forme pyramidale. Les uns sont à poutres tubulaires pleines, les autres à poutres en treillis.

Le châssis triangulaire, avec poutres en treillis, concilie les conditions de légèreté et de stabilité, tout en ayant une forme élégante.

MACHINE D'EXTRACTION

Sauf au puits du Poirier, dont la machine est ancienne, toutes les machines pour grande profondeur sont du type horizontal.

Les plus récentes sont à soupapes. L'entretien de ce système de distribution ne paraît pas plus considérable que celui des machines à tiroirs.

Bien que les avantages des hautes pressions soient incontestables, le timbre des chaudières en usage, qui sont anciennes, est généralement faible.

Dans ces conditions, la quantité de vapeur dépensée par cheval est nécessairement élevée.

Il n'existe pas en Belgique d'application de machine compound, ni de condensation centrale.

Aucun essai n'a été fait, sur le rendement des machines d'extraction, dans les charbonnages pris en comparaison. Je rappelle qu'au Charbonnage de Marcinelle des expériences ont établi que la mise en détente, par le régulateur un peu lent, avait pour conséquence indirecte des variations brusques dans la marche de la machine.

A la suite de ces constatations, on a complété le jeu de fers par l'adjonction d'un levier de détente qui permet au mécanicien de produire celle-ci indépendamment du régulateur.

CABESTAN DE SAUVETAGE

Chaque siège est muni d'un cabestan de sauvetage, avec câble métallique plat ou rond, disposé généralement de façon à pouvoir desservir soit le puits d'extraction, soit celui d'aérage.

S'il n'est pas fait usage de cage de secours guidée, il est recommandable d'employer des câbles plats, qui s'imposent dans les puits larges, pour éviter le mouvement de rotation du cuffat.

Le règlement de police sur les mines dit, (article 6) : que chaque siège aura au moins deux issues distinctes, accessibles en tout temps aux ouvriers occupés dans les divers chantiers de la mine. L'installation d'une machine d'extraction sur le puits d'aérage satisfait le mieux à cette prescription.

Mais il serait exagéré de rendre ce dispositif obligatoire, étant donné l'extraction limitée des sièges à grande profondeur, et la moindre conservation des câbles dans les puits de retour d'air. Souvent les exploitations à grande profondeur peuvent communiquer avec les travaux d'un autre puits, par lequel la retraite des ouvriers serait assurée.

Dans le cas, où cette condition ne serait pas remplie, le cabestan de sauvetage pourrait avoir une puissance d'évacuation déterminée et la cage serait guidée pour augmenter sa vitesse de translation.

Si les deux puits sont utilisés pour l'extraction, il me paraît à conseiller de faire la translation du personnel exclusivement par le puits d'entrée d'air.

ÉPUISEMENT

En Belgique, les pompeuses souterraines remplacent partout les machines à maîtresses-tiges sur lesquelles elles présentent des avantages bien connus (Cockerill).

Il n'y existe qu'une application toute récente des pompeuses mues par transmission hydraulique sous haute pression (système Haniel et Lueg). A part ce cas isolé et quelques rares installations électriques dont le fonctionnement n'a pas toujours donné toute satisfaction, les pompeuses souterraines, qui sont très nombreuses, sont actionnées par la vapeur.

Le système compound ne s'est pas répandu, eu égard notamment à la faible pression des générateurs. La limite d'emploi en profondeur des pompeuses souterraines est fixée par la température acquise par les eaux de condensation.

Cette limite sera reculée d'autant plus loin que le poids de vapeur consommé par cheval utile sera faible. Il y aura donc lieu d'employer de hautes pressions et des machines perfectionnées.

La pompeuse à vapeur la plus profonde, d'un débit de 100 mètres cubes à l'heure, se trouve à l'étage de 620 mètres du puits n° 15 des charbonnages du Levant du Flénu à Cuesmes ; elle fonctionne parfaitement.

On peut prévoir que ce mode d'épuisement restera encore pratique à 800 mètres.

Au puits n° 15 du Levant du Flénu, de même que dans toutes les installations récentes le refoulement se fait d'un jet.

Pour des profondeurs plus grandes la concurrence s'établira entre les appareils à transmission hydraulique et les moteurs électriques.

Les exploitations à grandes profondeurs ne donnent

pas par elles-mêmes de venues d'eau et on pourra se dispenser d'y faire un exhaure onéreux en captant les eaux à un niveau supérieur.

On n'y aura donc qu'un épuisement peu important qui, cependant, pour la bonne conservation des câbles et de l'armement du puits, ainsi que pour l'économie du temps de fonctionnement de la machine d'extraction, ne devra pas être exécuté par celle-ci, mais bien être assuré par un moteur spécial. Une petite pompeuse mue par l'air comprimé a été installée dans ce but à l'étage de 865 mètres au puits n° 7 des Charbonnages de l'Escouffiaux à Wasmes (Compagnie des Charbonnages belges) et refoule d'un jet à la surface. Elle débite aisément 100 mètres cubes par jour. Son fonctionnement ne laisse nullement à désirer. En marche normale à 50 tours, la variation de pression à la base de la conduite de refoulement ne dépasse pas deux atmosphères.

Je donnerai ultérieurement la description et les conditions de marche des installations du n° 15 du Levant du Flénu et du n° 7 de l'Escouffiaux.

INFLUENCE DE LA GRANDE PROFONDEUR SUR LES CONDITIONS DU GISEMENT

Pression des terrains. — La plupart des couches exploitées dans les étages profonds ne sont pas raccordées avec des veines ayant été déhouillées à moindre profondeur ; on manque donc d'éléments de comparaison. Néanmoins, la pression du toit et surtout le soulèvement du mur paraissent augmenter en grande profondeur, mais dans une proportion très variable, suivant les charbonnages considérés ; plus grande au Borinage qu'au pays de Charleroi.

A ce sujet, je dois citer le bouveau à 940 mètres du puits Saint-André du Poirier qui, depuis son creusement, déjà bien ancien, s'est toujours parfaitement conservé et n'a donné lieu qu'à un entretien vraiment minime. Sur 665 mètres de longueur, 100 mètres à peine y ont été boisés. Dans les excavations nécessitées par les écuries, les accrochages de tourets intérieurs, les extrémités des bois de soutènement ne sont pas écrasées.

C'est là, je crois, une exception unique dans les exploitations profondes du bassin belge.

Le nombre des raccommodeurs et les frais d'entretien, en grande profondeur, augmentent dans certains charbonnages jusqu'au triple de la moyenne générale. La hauteur du banc de terres enlevées au mur et en plusieurs fois, atteint $1^m,50$ et 2 mètres à l'entrée de certaines costresses dont la longueur ne dépasse pas 300 à 400 mètres.

Enfin, la consommation de bois par tonne est plus élevée. Au charbonnage des Produits la consommation de bois à la tonne est de 0 fr. 85 au puits n° 18, alors que pour les autres sièges elle est de 0,45 seulement.

Au Charbonnage de Marchienne la dépense en bois par tonne est de 0 fr. 76 ; au n° 10 des Charbonnages de l'Agrappe ce facteur est de 0 fr. 70, chiffre égal à la moyenne générale, mais les exploitations du n° 10 sont peu développées.

DÉGAGEMENT NORMAL DU GRISOU ET DÉGAGEMENT INSTANTANÉ

Lorsque les exploitations ont passé de la zone supérieure aux moyennes profondeurs, on a généralement constaté une augmentation dans le dégagement normal du grisou ; c'est ainsi, par exemple, que de nombreux puits du Centre Nord ont dû être classés dans la première

catégorie des gisements grisouteux à la suite de l'approfondissement de leurs travaux. De même, on n'a constaté l'apparition des dégagements instantanés, pour une couche déterminée, qu'à partir d'une certaine profondeur, de telle façon qu'il se rencontre des puits où la même couche, en exploitation à différents étages, est rangée en 2e et 3e catégorie, suivant l'étage considéré. En ce qui concerne le dégagement normal du grisou, la loi de progression des venues gazeuses ne paraît pas se maintenir à grandes profondeurs. Quant aux dégagements instantanés, on se trouve en présence de données contradictoires.

En effet, bien que en un pareil sujet il soit osé de déduire des conclusions et qu'une affirmation trop hâtive puisse être brutalement infirmée par les faits, je suis bien obligé de constater que, depuis la mise en activité, du siège n° 10 de l'Agrappe à 1000 mètres, je n'ai encore eu à constater aucun dégagement instantané, bien que les couches exploitées appartiennent sans conteste au faisceau de veines où ces phénomènes se sont produits à moindre profondeur, et bien que les travaux y soient entrepris en terrains vierges.

D'autre part, le siège n° 18 des Produits a rencontré à grande profondeur un gisement à dégagements instantanés.

Ceux-ci n'ont eu de l'importance qu'à la recoupe des veines par les bouveaux ; le plus important a projeté 1.200 berlines de charbon et de terre, lors de la rencontre de la couche n° 1 par le bouveau à 1.100 mètres. Par contre, dans les chantiers en veine, ces phénomènes sont rares et très peu importants.

Fait à noter, le charbon tombé à front, plutôt que projeté, est chaud, contrairement à ce qui a toujours été constaté à l'Agrappe, et l'on remarque souvent un affaissement du toit qui, dans certains cas, a

réduit l'ouverture initiale de la couche de près de 50 %. Ce mouvement du terrain est-il la cause du phénomène, ou en est-il l'effet ?

Des expériences en cours au Charbonnage de Marcinelle, pour déterminer la quantité de gaz libérée (trouvée considérable dans des essais préliminaires), lorsqu'on broie du charbon en vase clos, permettront peut-être d'élucider ce point.

Des dégagements instantanés se sont d'ailleurs produits dans le bassin du Centre, dans des couches ayant mêmes teneurs de matières volatiles et situées dans le même versant que celles du n° 18.

Bien que la limitation des avancements et la graduation de ceux-ci, d'après les données du sondage en veine, lequel est obligatoire en Belgique, aient diminué dans une notable mesure la production de ces phénomènes, on ne peut attribuer à cette seule cause la situation jusqu'à présent privilégiée des travaux du n° 10.

En ce qui concerne la dureté du charbon, les résultats sont discordants ; dans la majeure partie des cas, on constate cependant que le charbon est tendre et facile à abattre.

INFLUENCE SUR LE PERSONNEL

La pression atmosphérique à grande profondeur est notablement plus élevée qu'à la surface.

J'ai mesuré une pression de 850 millimètres à 1.150 mètres au n° 18 des Produits (748 1/2 à la surface) ; 844 millimètres 1/2 à 940 mètres au puits Saint-André du Poirier (765 millimètres au jour). Voir le tableau n° 9.

Les températures extrêmes du courant le long des fronts de taille à 1.150 mètres de profondeur sont de 26 et 30°.

La température maxima du troussage de 38°.

J'ai constaté que, eu égard à la vitesse et à la sécheresse relative du courant (53° et 40° à l'hygromètre), le travail y était très supportable.

Le rendement de l'ouvrier à veine n'y paraît pas diminuer et les rouleurs n'y ont pas des salaires plus élevés pour le même travail.

Le séjour dans ces travaux ne semble pas avoir d'effet spécial sur l'organisme. Le travail y est un peu plus débilitant; par contre, le mineur n'y court pas le risque d'y rencontrer d'ankylostomes, qui s'accommodent mal des conditions de sécheresse et de température de ces exploitations.

Les charbonnages qui exploitent à grande profondeur ne trouvent aucune difficulté pour recruter leur personnel.

AMÉNAGEMENT DES TRAVAUX

Les méthodes d'exploitation actuellement employées ne me paraissent pas devoir être modifiées pour les travaux à grande profondeur.

Il conviendra de raccourçir plus fréquemment le réseau de galeries sur lesquelles s'effectue le roulage secondaire; ces galeries constituent autant de voies plus ou moins ouvertes aux courants dérivés et leur entretien deviendra vite onéreux par suite des fortes pressions.

Les voies d'évacuation des produits des tailles vers les puits seront aménagées de façon à constituer, le cas échéant, une certaine réserve et à régulariser le débit à l'accrochage, de sorte que la moindre interruption du transport ne se répercute pas immédiatement sur la capacité d'enlèvement des cages.

La même observation s'applique évidemment à la

recette du jour, où l'évacuation des terres ou terril sera rendue indépendante du matériel du fond.

C'est tout particulièrement dans les grandes profondeurs que le service de l'extraction ne devra jamais subir de retard du fait des autres services.

L'extraction devra être concentrée à un accrochage unique.

Conclusions.

Dans l'état actuel de nos connaissances, la limitation des travaux en profondeur est déterminée uniquement par l'élévation de température des atmosphères souterraines.

Il parait établi que le degré géothermique augmente en profondeur, ce qui est favorable à l'extension des exploitations.

Dans le bassin houiller du Borinage, la température du terrain à 1.500 mètres et la valeur moyenne du degré géothermique à cette profondeur peuvent être estimées approximativement à 55°,6 et à 32^{m},30.

Je considère cette profondeur de 1.500 mètres comme la limite actuellement accessible à l'ouvrier.

En me basant sur les variations thermiques de circuits d'aérage, siutés à différents niveaux et sensiblement comparables entre eux, tant au point de vue des longueurs de parcours que des volumes ventilateurs, je trouve que les températures aux extrémités des galeries d'entrée et de retour d'air d'un chantier hypothétique à 1.500 mètres, supposé dans les mêmes conditions que les chantiers de comparaison, auraient respectivement les valeurs approchées de 33°,6 et 41°,4. (La longueur du bouveau et de la costresse étant supposée de 500 mètres environ.) La température à l'extrémité de la voie d'entrée d'air du chantier hypothétique supposée

prolongée à la longueur de 1.200 mètres et parcourue par un courant de même volume que celui ventilant les charbonnages de comparaison, serait probablement supérieure à 36°,7.

Des conditions actuelles de travail dans les chantiers les plus profonds, où la température de 38 degrés est atteinte, je crois pouvoir estimer à 40 degrés la température maxima au sommet des fronts de taille, ce qui correspondrait à une température moyenne de 36 degrés approximativement pour l'ensemble des fronts en abatage, où sont occupés les ouvriers producteurs proprement dits.

La température maxima des galeries de retour d'air, où ne travaillent que quelques raccommodeurs, peut être un peu plus élevée, soit 43 degrés.

A de semblables températures, le travail ne sera pratiquement possible, et le rendement ne se maintiendra suffisant que si le courant a une vitesse relativement considérable, non inférieure à 2 mètres et si l'air est assez sec (50 à 60°).

Les essais tentés pour diminuer la température du courant et des roches au moyen de l'eau n'ont pas réussi. Sous l'action de celle-ci les schistes à température assez élevée foisonnent fortement, provoquant la restriction des galeries et entraînant un entretien trop onéreux.

La diminution de température ne peut donc actuellement être obtenue que par le passage de puissants courants ventilateurs. L'influence du personnel ou d'une augmentation de vitesse du courant s'efface devant la masse calorifique du terrain qui joue en quelque sorte le rôle d'accumulateur thermique.

Dans le bassin belge où les couches sont peu puissantes, le volume de courant nécessaire pour ne pas dépasser les températures limites dans un chantier bien

aménagé, produisant 100 tonnes et situé à la profondeur de 1.500 mètres ne sera pas inférieur à 9 ou 10^{m^3}, mesuré à l'entrée de la voie de fond ; ce qui correspond, en prenant des rendements moyens, à des volumes de 273 litres par ouvrier à veine, 120 litres par ouvrier de fond, 9.000 litres par 100 tonnes extraites.

L'obtention de ces grands volumes d'air ne sera possible, même dans des mines assez larges, qu'au prix de hautes dépressions.

Dans certains charbonnages à grande profondeur la dépression de marche normale est déjà de 155 millimètres et pourra bientôt être portée à 180 millimètres. Ces valeurs ne me paraissent pas pouvoir être dépassées.

Il convient donc que les puits, dont la résistance croît proportionnellement à la profondeur, n'absorbent, contrairement à ce qui est pour ainsi dire le cas général, qu'une très faible proportion de la dépression totale, 1/4 au plus.

Les puits d'entrée et de sortie de l'air devront donc être tous deux à grande section et leur diamètre ne sera pas inférieur à 4 mètres.

Il ne me paraît guère possible pratiquement d'amener au fond un courant d'un volume supérieur à 50 et 60 mètres cubes, ce qui correspond à 75 mètres cubes au ventilateur.

En tenant compte des travaux préparatoires, on ne pourra donc avoir plus de 5 chantiers en activité, à raison de 9 et 10 mètres cubes par chantier.

La production sera donc limitée à 500 tonnes par suite des circonstances thermiques.

Une seule machine sera suffisante pour l'extraction de cette production à 1.500 mètres.

Toutefois, l'équipement du puits de retour en puits d'extraction aura pour effet, tout en donnant plus

d'élasticité à tous les services, de mieux garantir la constance de la production.

Convient-il d'employer de fortes charges avec vitesse modérée et manœuvres nécessairement assez longues, ou des charges moyennes avec grande vitesse et manœuvres rapides ?

La possibilité d'employer des câbles en aloès, dont nous dirons plus loin les avantages, et en tous cas la meilleure conservation du câble, et partant son plus grand rendement, indiquent la deuxième solution comme la plus favorable.

Les fortes charges ne se justifiant que pour les puits étroits, notablement déviés, les câbles métalliques s'imposent en ce cas.

L'extraction directe à 1.500 mètres ne pourra d'ailleurs se faire que par des puits droits, où le fonctionnement des câbles sera doux et régulier.

Comparativement aux câbles métalliques, les câbles en aloès, à grandes profondeurs, ont une durée plus longue et effectueront très probablement une extraction supérieure. Leur grande élasticité leur permet de mieux supporter les variations brusques d'efforts qui peuvent être atténuées mais non supprimées. Les vibrations si préjudiciables aux câbles en acier paraissent sans influence sur l'aloès. Leur plus grand rayon d'enroulement permet un meilleur équilibre de la machine, qui par contre devra être plus forte pour effectuer les manœuvres. Les épissures des câbles en aloès offrent des garanties plus grandes que celles des câbles en métal, d'ailleurs très peu usitées. Enfin, la vérification de l'état de conservation des câbles en aloès est beaucoup plus aisée, ceux-ci marquant mieux la déperdition de résistance. Ils offrent donc plus de sécurité. Le tableau n° 12 que je dois à l'obligeance de M. Harmignies, cordier à Dour, contient les différents

éléments de câbles de longueurs croissantes de 1150 à 1500 mètres, tant en aloès que métalliques, calculés pour une charge de 6.000 kilos. Il en résulte que les poids, par mètre courant, des câbles pour ces limites extrêmes sont peu différents : $10^k,300$ à $12^k,300$ pour les câbles en aloès, $9^k,120$ à $11^k,750$ pour les câbles métalliques (décroissants).

Habituellement les prix du kilog. de l'un ou l'autre câble sont sensiblement les mêmes ; actuellement le prix de l'aloès est très élevé par suite des événements récents qui se sont produits aux Philippines, et du relèvement du frêt, mais ce n'est là qu'une situation toute temporaire, qui devrait, ce me semble, inciter à la recherche de régions réunissant les mêmes conditions de terrain et de climat, où la culture de l'aloès pourrait se développer. Pareille tentative est en cours d'exécution au Tonkin ; les cordiers espèrent pouvoir essayer dès l'année prochaine les produits de la première récolte.

Il résulte de ce qui précède que les prix des câbles, en aloès ou en métal, seront donc sensiblement les mêmes.

L'entretien des câbles en aloès est nul, il n'en est pas de même des câbles métalliques (matière première, main-d'œuvre et temps de graissage).

Je conclus donc, en cas de charge moyenne, à l'adoption des câbles en aloès. En ce qui concerne les puits de retour servant à l'extraction, on préfère pour les moyennes profondeurs où le courant ventilateur est assez vicié, les câbles métalliques galvanisés aux câbles en aloès.

Cet avantage persistera-t-il à grande profondeur, où le courant de retour sera moins chargé d'impuretés ? La question n'est pas élucidée. Quelle que soit la nature du câble employé, j'estime désirable de n'opérer la translation du personnel que par le puits d'entrée.

Les câbles métalliques peuvent être à section décroissante ou à section uniforme. Les expériences en cours au charbonnage de Marchienne n'indiquent pas jusqu'à présent d'avantages marqués pour l'un ou l'autre système. Je crois cependant que les câbles à section faiblement décroissante seront préférables à grandes profondeurs, avec un bon régime de fonctionnement.

Celui-ci s'obtiendra par un puits suffisamment droit, un guidonnage rigide, un bon réglage des câbles, des dispositifs de recettes évitant le pli lors des manœuvres, l'emploi de longues chaînes, l'arrivée de la cage au jour avec moment négatif, nul ou très faible, une marche régulière de la machine, contrôlée par un indicateur de vitesse, une sensibilité suffisante du régulateur, en cas d'emploi de celui-ci pour commander la détente, enfin l'exhaure des eaux, le cas échéant, par un moteur spécial et non par la cage. Eu égard à l'effet nuisible des vibrations sur les câbles métalliques, il convient de fixer des vitesses maxima, différentes pour les câbles en métal et en aloès qui seraient respectivement de 15 et 18 mètres correspondant pour une extraction à 1.500 mètres à des vitesses moyennes de 8 et 10 mètres.

L'extraction de la production de 500 tonnes à 1.500 mètres de profondeur, pourra se faire dans des conditions pratiques au moyen de cages à trois paliers de deux chariots en file.

En supposant une vitesse moyenne de 10 mètres et un temps de manœuvres de 30 secondes, le nombre de chariots et de tonnes débités par heure sera respectivement de 120 et 60.

Les manœuvres du jour et du fond seront indépendantes et se feront dans des conditions satisfaisantes de rapidité, au moyen d'appareils simples, consistant en taquets à abaissement au jour, et en balance à contredoids ou taquets hydrauliques au fond.

En admettant que l'on doive extraire en général 300 chariots de terre, le temps total de l'extraction sera de 11 heures, ce qui laissera, en décomptant 1 heure pour les retards, 12 heures disponibles pour assurer les autres services.

La charge par trait (charbon) sera de 6.350 kilos à savoir :

2.000 kilos cage ;
1.350 — chariots vides ;
3.000 — charbon.

Elle devient de 7.250 kilos si 3 chariots de terre remplacent 3 chariots de charbon, 7.350 kilos si elle se compose de 5 chariots de terre.

Un câble en aloès, travaillant avec un coefficient de sécurité minimum de 6,5 et calculé pour une charge un peu moindre (6.000 kilos), aurait à l'élevage une section de 0,440 $\times$ 0,056. Son poids moyen serait de 12^k,300, ce qui n'a rien d'exagéré.

L'arrivée au jour se ferait avec moment négatif, le point d'inversion des moments serait voisin de la profondeur de 1.200 mètres.

L'épuisement à grande profondeur sera généralement très peu important, il convient cependant d'en décharger le service d'extraction. La vapeur n'y sera plus utilisable pratiquement dans les moteurs souterrains, les seuls qu'on établisse aujourd'hui. Le courant électrique paraît devoir l'emporter sur les transmissions par eau sous pression.

Les manifestations grisouteuses (dégagement normal et dégagement instantané) ne paraissent pas s'accentuer avec les grandes profondeurs.

La pression des terrains augmente notablement, mais en proportions variables suivant les régions.

Le rendement du personnel ouvrier se maintient ou ne diminue que dans des proportions peu sensibles.

Le séjour dans les atmosphères profondes ne paraît exercer aucun effet pernicieux spécial sur la santé de l'ouvrier dont le recrutement n'a, jusqu'à maintenant, présenté aucune difficulté.

Nous n'avons considéré jusqu'à présent que l'extraction directe, c'est-à-dire celle où l'accrochage inférieur est desservi par des câbles commandés à la surface. Nous avons conclu que ce système est applicable aux grandes profondeurs par la simple extension des moyens employés actuellement. Une autre solution consiste à subdiviser le puits en deux tronçons successifs, ayant chacun un service d'extraction complètement séparé.

L'emploi de ce dispositif est évidemment lié aux progrès des moteurs électriques. Il est à l'étude dans un charbonnage dont il a été question au cours de ce travail. Ce charbonnage ne dispose que de puits étroits ou déviés, la dépense en câbles y atteint 25 centimes par tonne.

L'extraction en deux phases, très discutable dans un cas de l'espèce, n'est évidemment pas à prendre en considération dans des puits droits et à grande section, tout au moins jusqu'à la profondeur de 1.500 mètres.

En dessous de ce niveau, dans les zones inaccessibles par les moyens actuellement connus, elle s'imposerait.

L'emploi de l'air liquide comme réfrigérant résoudra peut-être la question de l'accessibilité des exploitations en dessous de 1.500 mètres.

Bien avant que cette éventualité se produise, il deviendra probablement l'adjuvant frigorifique du courant d'air pour les travaux moins profonds.

Je remercie les Directeurs et Ingénieurs des différents charbonnages cités dans ce rapport pour le bienveillant concours qu'ils ont bien voulu me prêter.

Mons, le 18 avril 1900.

TABLEAU N° 1

Puits n° 12 (Noirchain) charbonnages de l'Agrappe (Cie des Charbonnages belges).
Expériences du 15 mars 1900 dans la couche 5 Paumes couchant à l'étage de 495.

Nos des stations	COTES	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Section de la galerie	Vitesse par seconde.	Volume d'air.	Température.	Nombre d'ouvriers	OBSERVATIONS
»	0	Temp. à la surface à 9 h.	»	»	»	6°	»	
»	250m	— dans le puits à 250 m.	»	»	»	7 1/8	»	
»	495	— — 495 m.	»	»	»	8 1/4	»	
1	495	— dans l'accrochage 495.	5m² 28	2,85	15m³ 48	8 1/4	3 chevaux	
2	492	Sur la costresse de 5 paulmes à 160 m. du puits.	1,575	2,55	4,016	10	5 + 2	
3	492	— — 200 —	1,82	2,05	3,731	11	5 + 2	
4	489	— — 300 —	2,48	0,80	1,984	13 1/4	6 + 2	
5	488	— — 400 —	1,08	1,50	1,620	16	7 + 2	
6	488	A front de la costresse.	»	»	»	16 1/4	8 + 2	
7	472	Pied de la cheminée aboutis. 2e plate à 500 m. puits.	0,70	4,54	3,176	17	8 + 2	
8	471	Sur la 2e plate en arrière de la cheminée.	1,21	0,75	0,907	16 3/4	15 + 2	
9	471	A 15 m. en avant de la cheminée.	1,485	2,63	3,916	17 1/4	15 + 2	
10	470	A front de la 2e plate.	»	»	»	18	17 + 2	
11	461	A front du troussage de niveau.	»	»	»	18	21 + 2	
12	455	— — montant	»	»	»	19	25 + 2	
13	463	Pied du troussage montant à 600 m. du puits.	1,365	2,80	3,822	18 1/2	25 + 2	
14	456	Dans le troussage à 700 m. du puits.	1,092	3,65	3,985	18 3/4	25 + 2	
15	454	— — 800 —	1,488	2,80	4,144	19	25 + 2	
16	455	Retour de Séreuse.	1,495	3,30	4,933	16	»	
17	450	— à 900 m. du puits.	2,40	3,40	8,160	17 1/4	»	
»	0	A la surface à 13 heures.	»	»	»	7 1/4	»	
»	0	A l'ouïe du ventilateur à 13 heures.	»	»	»	11 3/4	»	

TABLEAU N° 2

Puits n° 2 La Cour des Charbonnages de l'Agrappe (Compagnie des charbonnages belges).
Expériences du 19 mars 1900 dans la veine Levêque levant, à l'étage de 700 mètres.

Nos des stations	COTES	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Section de la galerie.	Vitesse par seconde.	Volume d'air.	Température.	Nombre d'ouvriers.	OBSERVATIONS
»	0m	Température à la surface à 9 heures.............	»	»	»	6° 1/4	»	
»	250	— dans le puits a 250 mètres.........	»	»	»	6 1/2	»	
»	500	— — 500 —	»	»	»	7 3/4	»	
»	700	— — 700 —	»	»	»	8 3/4	»	
1	700	— à l'accrochage de 700 —	»	»	»	9	2 cheval.	
2	699	Dans la costresse Lt veine Lévêque à 100m du puits	1m²278	3m10	3m³962	11 1/4	3 + 1	
3	697	— — — 200 —	3.73	0,62	2,313	15	7 + 1	
4	696	— — — 300 —	1,575	1,20	1,884	20 3/4	8 + 1	
5	695 5	A front de la costresse levant.....................	»	»	»	21	8 + 1	
6	691,5	A la tête de la taille costresse....................	»	»	»	21 1/2	11 + 1	
7	688	Au pied de la taille de la 1re plate à 400m du puits.	0,72	2,55	1,836	24 3/4	20 + 1	
8	675	A la tête — —	»	»	»	25	23 + 1	
9	676	Dans la 2e plate à 500 mètres du puits...........	1,76	2,25	3,960	25	23 + 1	
10	662	— 3e — 600 —	1,82	2,20	4,004	25 1/4	27 + 1	
11	636	A la tête de la 3e plate..........................	»	»	»	25 1/2	32 + 1	
12	636	Au bouveau de 640m (retour du bouveau nord).....	4, »	0,30	1,200	21 3/4	34 + 1	
13	636	Troussage courant de veine Lévêque............	1,86	1,20	2,232	24 1/2	»	
14	637	Au bouveau de 640 mètres à 700 mètres du puits..	1,875	3.80	7,125	23 3/4	34 + 1	
15	640	— — 800 — ..	3,80	1,9	7,220	25 1/4	34 + 1	
»	0	Température à la surface à 14 heures............	»	»	»	8 3/4	»	
»	0	— l'ouie du ventilateur...............	»	»	»	13 3/4	»	

Puits n° 3 (Grand trait) des charbonnages de l'Agrappe (Compagnie des Charbonnages belges)
Expériences du 14 mars 1900 dans la veine Levêque couchant, à l'étage de 850 mètres.

Nos des stations	COTES	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Section de la galerie.	Vitesse par seconde	Volume d'air.	Température	Nombre d'hommes.	OBSERVATIONS
»	0	Température à la surface à 9 heures.............	»	»	»	4°	»	
»	250	Dans le puits à 250..............................	»	»	»	6	»	
»	500	— 500..............................	»	»	»	8	»	
»	750	— 750..............................	»	»	»	10	»	
»	850	— 850..............................	»	»	»	10 3/4	»	
1	850	Dans l'accrochage..............................	4,81	3,65	17,797	11 1/4	4	
2	849.50	Sur le bouveau à 100 m. du puits.................	3,20	3,30	10,560	13 1/2	5 + 1	
3	849	— 200 —	2,88	3,70	10,556	15 1/4	7 + 4	
4	831	Température haut de la balance..................	»	»	»	16 1/2	»	
5	829	Sur la costresse de veine Levêque balance à 300 mèt du puits..	1,82	2,20	4,004	17 1/2	10 + 5	
6	817	A la tête du 1er cayat à 400 mètres du puits.......	1,87	2,15	4.019	20	11 + 5	
7	812	Sur la tête du 2e cayat...........................	3,20	1,05	3.360	22	12 + 5	
8	807	Dans la 1re taille................................	»	»	»	24 1/2	16 + 5	
9	804	Tête de la 1re taille..............................	»	»	»	25 1/4	20 + 5	23°,5 température au bas de la 1re taille. Le circuit du chantier est supposé se terminer à cette station.
10	804	Sur la 8e plate à 500 mèt. du puits................	1,05	2,35	2,467	26	22 + 5	
11	804	Tête de la 2e taille..............................	»	»	»	26 1/2	24 + 5	
12	800	Tête du troussage................................	»	»	»	27	25 + 5	
13	808	Dans le troussage à 600 mèt. du puits............	1,95	1,80	3.510	27 1/4	26 + 5	
14	823	Tête du petit cayat à 700 mèt. du puits..........	2,25	1,75	3,937	28 1/4	26 + 5	
15	806	Tête du touret....................................	»	»	»	28 1/2	26 + 5	
16	806	Bouveau de 809 mèt. au sud du touret..............	2,21	0,75	1,680	29 1/4	»	
17	807	Retour total à 800 mèt. du puits..................	1,68	3,20	5,376	29	»	
18	807	Bout du troussage................................	»	»	»	29	26 + 5	
»	0	A la surface à 13 heures.........................	»	»	»	4	26 + 5	
»	0	A l'ouie du ventilateur à 13 heures...............	»	»	»	19 1/2	» »	

TABLEAU N° 4

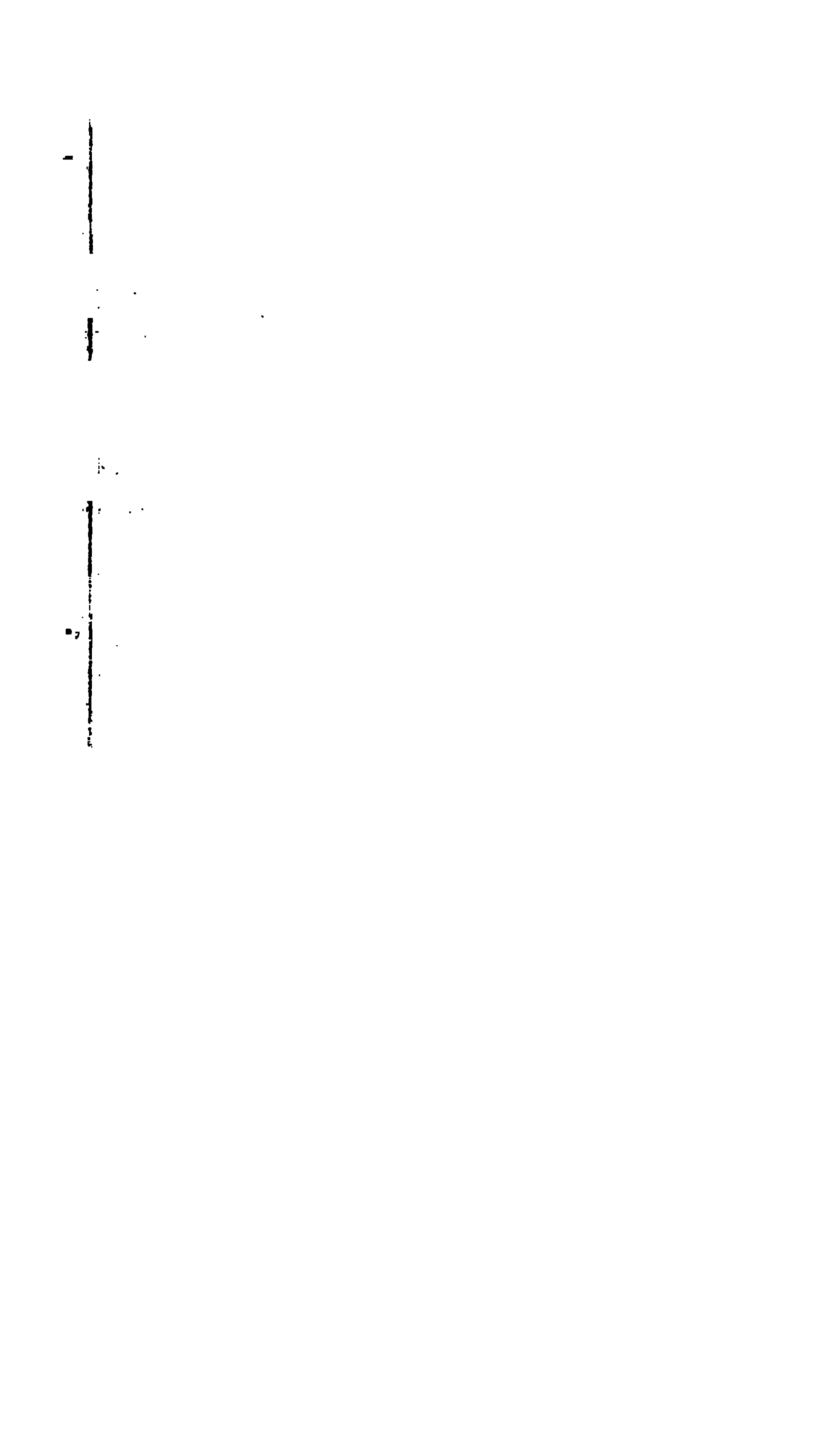
Puits n° 10 (Grisœil) des charbonnages de l'Agrappe (Compagnie des charbonnages belges.)
Expériences d'aérage du 7 mars 1900 dans la couche Saint-Isaac Levant, à l'étage de 1.000 mètres.

Nos des stations	COTES	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Section de la galerie.	Vitesse par seconde.	Volume d'air.	Température.	Personnel, total à partir de l'accrochage.	OBSERVATIONS
»	0	Température à la surface à 10 h. 1/2	»	»	»	5° 1/2	»	
»	250	Dans le puits à 250 mètres	»	»	»	6 1/4	»	
»	500	— — 500 —	»	»	»	8 3/4	»	
»	750	— — 750 —	»	»	»	11 1/4	»	
«	1.000	— — 1.000 —	»	»	»	13 1/4	»	
1	1.000	Dans l'accrochage de 1 000 mètres	5,788	2,62	15,164	14	3	
2	998	Sur le bouveau à 100 mètres du puits	3,400	1,97	6,698	17	5 + 1 cheval	
3	996	Sur la costresse de Saint-Isaac, 200m du puits	1,945	1,30	2 528	20	6 + 2	
4	989	Sur la 2e plate tête cayat 300 —	1,500	1,35	2,022	23 1/2	8 + 2	
5	979	Sur la 6e — 400 —	1,220	2,22	2,708	29	13 + 2	26 1/4 température considérée comme celle à l'extrémité de la voie de fond.
6	980	Au bas de la vallée entrée 1re taille	»	»	»	29 1/2	15 + 2	
7	979	Sur le cayat supérieur	»	»	»	29 1/2	18 + 2	
8	975	Tête de la taille supérieure à 500 mètres du puits	0,450	2,45	1,032	32	20 + 2	
9	981	Dans le troussage a 600 —	1,100	2,77	3,047	32 1/4	28 + 2	
10	983	Température au bout du retour du chantier	»	»	»	32 1/2	28 + 2	
11	982	Sur le cayat n° 6, retour St-Isaac et bouveau 600m.	0,975	5,05	4,923	29	»	
12	984	— 1re série, retour bouveau sud, 1.000m.	1,150	1,92	2,208	24 3/4	»	
13	993	Retour du bouveau sud de 1.000 mètres (Crassing).	»	»	»	23 1/2	»	
»	0	A la surface, à 13 heures	»	»	»	7 1/2	»	

de la veine n° 5

Dates des expériMars 1900				Dimanche 18 Mars 1900			
Nombre de toursurs				51 tours (régime normal)			
Nombre de toursours				204 tours			
Dépression manmètres				90 millimètres			
				EXPÉRIENCES EFFECTUÉES lorsque la mine était inactive			
Numéros des stations	EMPLA	Volume	Température	Section	Vitesse	Volume	Température
	Orifice du	»	3 1/2	»	»	»	1 1/2
	id.	»	4°	»	»	»	2 1/2
1	Bouveau s d'air tot	5.120	14 1/4	3 »	4.79	14.370	13 1/2
1 *bis*	Bouveau sud nes 6 et 5	2.210	15°	3 »	3.72	11.160	14 1/4
2	Costresse	4.818	15 3/4	2.20	2.01	4.620	15 1/4
3	»	4.530	18°	2.05	1.45	3.997	17 3/4
4	»	4.320	20 3/4	1.80	2.20	3.960	20 1/2
5	»	3.819	23°	1.90	1.80	3.570	22 1/2
	Dans la 1r	»	26°	»	»	»	25 1/2
	» 2	»	27°	»	»	»	26 1/2
	» 3	»	30°	»	»	»	29°
6	Sur la 4e	3.874	32 1/4	1.30	2.73	3.549	31°
7	Sur le cay	4.554	33 1/4	2.20	1.93	4.248	33°
	A front d	»	34 3/4	»	»	»	34 1/2
8	Troussag	4.612	35 3/4	1.90	2.32	4.408	35 1/2
9	»	4.902	37°	1.90	2.40	4.560	36 3/4
10	»	5.250	37 1/4	2.10	2.33	4.893	37 1/4
	Communi touret (	»	31°	»	»	»	30 3/4

On compte sur



Nos des stations	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Température à la section.	Volume par seconde.	Nombre d'ouvriers rencontrés par le courant d'air avant les constatations.	OBSERVATIONS
»	A la surface à 10 h. 1/2	4° 1/4	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 250 mètres de profondeur.	5 3/4	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 500 —	7 1/2	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 750 —	9 1/2	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 890 —	10 1/2	»	»	
1	Puits d'entrée d'air à 986 —	11 3/4	12,240	»	
2	A 10 mètres dans le 1er bouveau montant à 986	14	4,554	2	
3	Dans le petit bouveau de 941 à la veine de 931	16 1/4	3,712	4	
4	Pied de la cheminée de droite de la taille de front.	24 3/4	0,550	15	
5	1re voie de roulage	22 1/2	4,610	18	
6	3e voie à la tête du 2e plan	24 1/2	1,950	21	
7	3e voie presque à front	26 1/4	1,914	22	
7²	A l'entrée de la 3e taille	26 1/2	»	23	
7³	Au pilier de la 3e taille	26 3/4	»	28	
8	Dans la 4e taille	27 1/4	2,102	37	
8²	A l'entrée de la 5e taille	28	»	»	
8³	Au pilier	28	»	»	
9	6e taille (dernière en activité)	28	1,987	52	
10	Pilier supérieur	28	3,872	»	
11	Pilier près du puits d'air	27 1/2	7,940	130	Le cube d'air comprend celui du chantier levant ainsi que celui de la 1re série.
»	Envoyage de 931 —	27	»	»	
»	Puits de retour d'air à 750 mètres de profondeur.	18 1/2	»	»	
»	Puits de retour d'air à 530 —	17	»	»	
»	Puits de retour d'air à 270 —	16	»	»	
»	A la surface à 15 heures	3 3/4	»	»	

TABLEAU N° 7

Puits n° 12 des charbonnages de Marcinelle Nord,
Expériences du 26 mars 1900 dans la veine de 1,10, à l'étage de 945 mètres.

N^{os} des stations	LIEUX OU L'EXPÉRIENCE A ÉTÉ FAITE	Température de la section.	Volume par seconde.	Nombre d'ouvriers rencontrés par le courant d'air avant les constatations.	OBSERVATIONS
»	A la surface à 9 heures du matin	2°	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 250 de profondeur	6	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 500 —	8 1/2	»	»	
»	Puits d'entrée d'air à 750 —	11	»	»	
1	Puits d'entrée d'air à 945 envoyage	14	»	»	
»	Exploitation de 945 m. couchant	»	»	»	
2	Pilier du défoncement	18 3/4	2m³, 038	9	
3	Sommet de la 2e taille couchant	24	1,968	25	
4	Dans le retour d'air du chantier couchant au niveau de 930 m.	24 1/2	2,604	10	
5	Dans le bouveau d'aérage de 925 à 10 avant l'envoyage du puits d'air	23	5,628	65	Aérage des 2 chantiers levant et couchant.
»	Exploitation de 945 levant	»	»	»	
1bis	Envoyage de 945	14	»	»	
2bis	Dans la 1re taille	18 1/2	2,800	6	
3bis	Dans le retour d'air du chantier levant au niv. de 930.	22 1/4	3,024	25	

TABLEAU N° 8

Relevé des volumes d'air, des températures du courant et de la roche, du degré hygrométrique dans la costresse couchant de grande veine Levêque à 850 mètres aux limites séparatives des exploitations annuelles, exécutés le 22 mars 1900.

Puits n° 3 (Grand trait) des charbonnages de l'Agrappe.

N^{os} des stations.	GALERIE	COTES	Fin année.	Distance du puits.	Distance des stations entre elles.	Section de la galerie.	Vitesse du courant.	Volume d'air.	Degré hygrométrique.	Température de la roche.	Température du courant.	Différences.
»	Surface, entrée du puits.....	0	»	»	»	»	»	»	50	»	»	»
»	A 500 mètres dans le puits...	500	»	»	»	»	«	»	67	»	»	»
»	Accrochage à 850 mètres.....	850	»	0	134^m	»	»	»	82	»	»	»
1	Costresse couchant veine Levêque...	840,50	1893	134^m	192	1,95	2,15	4,202	75	17 1/3	15 3/4	1,58
2	— — ...	837	1894	326	281	1,56	2,40	3,744	71	19 3/4	17 3/4	2
3	— — ...	834,60	1895	607	160	1,54	2,35	3,619	64	24 1/3	21 3/4	2,58
4	— — ...	833,90	1896	767	128	1,68	2,15	3,612	61	25	23	2
5	— — ...	831,70	1897	895	193	2,70	1,25	3,375	60	25 3/4	24	1 3/4
6	— — ...	830	1898	1,088	110	2,08	1,60	3,328	57	27	26 1/4	3/4
7	— — ...	828	1899	1,198	15	3,23	0,40	1,292	55	27 1/4	26 3/4	1/2
8	— — ...	828	»	1,213	10	»	»	»	54	27 1/3	27	1/3
9	Dans la 1re taille............	827	»	1,213	»	»	»	»	50	29 1/4	28	1 1/4

Le trou n° 9 a été fait en veine dans la taille. — Dépression 90^{mm}. Température à la surface 11 1/2°.

TABLEAU N° 9.

Société des Produits à Flénu. Puits n° 18 Sainte-Henriette.
Expériences effectuées le 28 mars 1900 dans le chantier couchant de la veine n° 5 entre les niveaux de 1.150 et 1.100 mètres.

N^os des stations	DÉSIGNATION DES STATIONS	DATES de l'avancement des travaux	Hauteurs barométriques	Etat hygrométrique de l'air	Température du courant d'air	Température des roches au toit (trou horizontal de 0m 12.)
»	A la surface	»	748 m/m 1/2	55°	2 1/3	»
»	Dans le puits d'extraction à 280 m. de profondeur.	»	775 »	72	7	»
»	Dans le puits d'extraction à 590 —	»	799 »	80	8	»
»	Dans le puits d'extraction à 703 m. (changeage)	»	807 »	»	»	»
»	Dans le puits d'extraction à 720	»	812 »	84	9 1/2	»
»	Dans le puits d'extraction à 1.150 (au bas du puits).	»	853 »	90	12 1/4	»
»	A l'accrochage à 1 150 m.	»	»	90	13	»
1	Bouveau sud à 1.150 mèt. (entrée d'air totale)	»	»	89	13 1/3	»
2	Entrée costresse couchant veine n° 5 à 1.150 mèt.	20 juin 96	»	83	14 3/4	19°
3	Costresse — —	»	»	79 1/2	17 1/4	»
4	— — —	15 juin 96	»	72 1/2	19 3/4	23 1/2
5	— — —	»	»	60	22	»
»	A la tête de la 1re taille (inactive)	»	»	56	25	»
»	— 2e —	»	»	55	26	»
»	Voie entre les 2e et 3e tailles (active)	»	»	55 1/2	27	37 1/3
»	Milieu de la 3e taille —	28 mars 1900	»	»	»	41
»	Entre les 3e et 4e tailles —	»	»	52	29 3/4	»
6	Sur la 4e plate (tête de la 4e taille)	»	»	54	31	»
7	Sur le cayat de retour d'air	»	»	50	32 2/3	»
»	A front du troussage à 1.100 mèt.	»	»	48	33 8/10	»
8	Troussage au niveau de 1.100 mèt.	7 sept. 1898	»	43 1/2	35	37
9	— —	»	»	41	36 1/2	»
10	— — (sortie)	1er août 96	»	40	36 3/4	37 2/3
»	Bouveau nord à 1.100 m. entre le puits et la veine n° 5.	»	»	43	34 3/4	»

Charbonnage du Poirier.

Expériences effectuées le 31 mars 1900 dans le chantier couchant de la couche anglaise à l'étage de 940 mètres du puits Saint-André.

Nos des sections au plan.	POSITION DES STATIONS	Section.	Vitesse.	Volume.	Température.	Degré hygrométrique.	PERSONNEL
»	Orifice du puits	»	»	»	3°	55	»
»	A 250 mètres de profondeur	»	»	»	5 3/4	65	»
»	A 500 —	»	»	»	8 1/4	78	»
»	A 750 —	»	»	»	9	80	»
»	A 940 —	»	»	»	11	85	»
1	Bouveau sud à 940 à 101 mètres du puits	3,04	4,11	12,494	13	85	»
2	— 207 —	»	»	»	13 3/4	78	»
3	— 309 —	3,51	2,05	7,206	16	70	»
4	— 460 —	»	»	»	17	61	»
5	— 561 —	3,67	1,76	6,354	18 1/2	60	»
6	— 665 —	2,52	1,64	4,133	19 3/4	59	»
7	Costresse dans veine inférieure à 770 mètres	»	»	»	21 1/4	59	»
8	Bouveau de recoupe 885 —	2.610	0,70	1,827	22 3/4	56	23 + 1 cheval.
9	Costresse couchant anglaise 985 —	1,54	0,40	0,616	25 1/4	55	
10	— — 1.170 —	»	»	»	27	57	
11	Sommet de la 2e taille 1.150 —	»	»	»	29	75	

TABLEAU N° 11

Charbonnages de Marchienne.

Expériences effectuées le 21 mars 1900 dans le chantier de la couche Caillette à l'étage de 1.025 mètres.

Désignation des stations du plan.	EMPLACEMENT DES EXPÉRIENCES	Section.	Vitesse.	Volume.	Température.	PERSONNEL	
»	Orifice du puits d'entrée d'air....................	»	»	»	7°	»	
»	A 250 mètres de profondeur..................	»	«	»	9	»	
»	A 500 —	»	»	»	10	»	
»	A 750 —	»	»	»	11	»	
»	A 1.025 —	»	»	»	12 1/2	»	
A	Extrémité de l'accrochage à 1.025 mètres et à 15 mètres du puits..............................	4,68	1,37	6 410	14 1/2	»	
B	Tête du bouveau montant à 100 mètres de A.....	3,91	0,84	3,285	16 1/2	»	
C	Costresse à 1.014 mètres à 200 mètres de A.....	2,38	1,40	3,330	19 3/4	»	
D	— 300 —	2,56	1,00	2,560	21 1/2	»	
E	— 400 —	2,16	0,67	1,450	24	»	
F	— 500 —	1,38	0,44	0,610	26	»	
G	— 600 —	1,50	0,40	0,600	27 1/2	»	
H	Tête de la 4e taille à 700 —	1,05	1,25	1,310	27 1/2	»	
I	— 7e — 800 —	0,78	2,52	1.965	27 3/4	»	
J	Troussage à 1.006m à 900 —	1,76	1,44	2,535	28	»	
K	— 1.000 —	2,48	1,02	2,530	28	»	
L	— 1.100 —	2,95	1,18	3,480	27	40 ouvriers	
»	Accrochage à 916 mètres au puits de retour......	»	»	»	19 3/4	+ 2 chevaux	
»	A 870 mètres de profondeur dans retour........	»	»	»	19	»	
»	A 750 — —	»	»	»	18 3/4	»	
»	A 500 — —	»	»	»	17 3/4	»	
»	A 250 — —	»	»	»	16 1/2	»	
»	A 25 — —	»	»	»	15 1/2	»	
»	Dans galerie du ventilateur.........................	»	»	40,750	14 3/4	»	

TABLEAU N° 12

Câbles plats en 10 aussières, calculés pour une charge de 6.000 kilogs.

En aloès de Manille (Abacca) pour extraire des profondeurs de 1.150, 1.200, 1 300, 1.400 et 1.500 mètres.

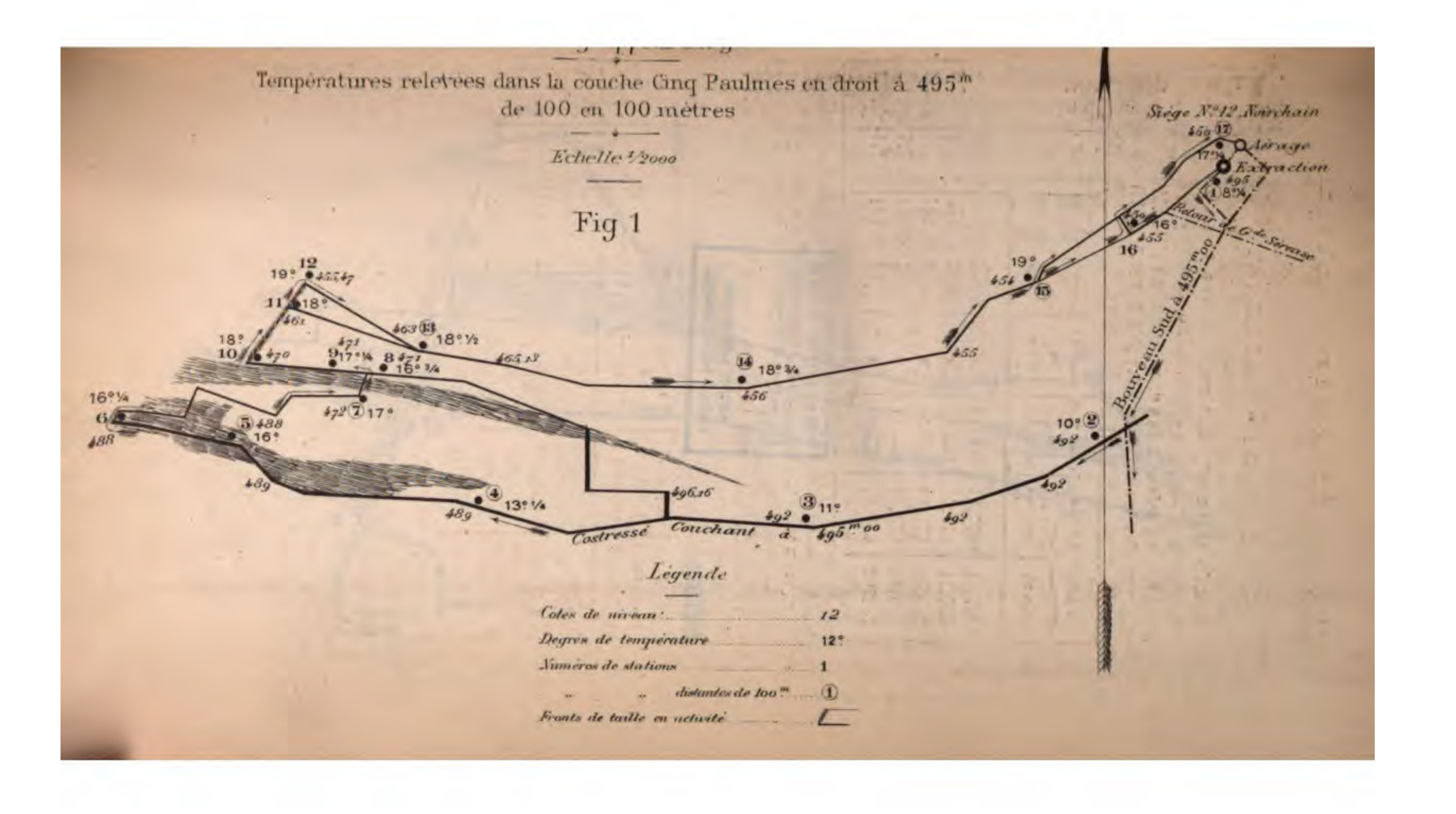
Profondeurs des puits	Longueurs à donner aux câbles.	Sections à l'élevage	Sections à la patte	Poids moyen par m. courant	POIDS TOTAL de la partie déroulée dans le puits	POIDS TOTAL du câble
1.150m	1 300m	385mm × 49mm	mm 225 × 29 mm	10k300	10.578k	13.390k
1.200	1.350	395 × 50 1/2	»	10,600	11.310	14.310
1.300	1.450	410 × 52 1/2	»	11.050	12.797	16.022
1.400	1.550	425 × 54	»	11,650	14.600	18.057
1.500	1.650	440 × 56	»	12,300	16.620	20.295

Câbles plats en 10 aussières, calculés pour une charge de 6.000 kilogs.

En fil d'acier fondu pour extraire des profondeurs de 1.150, 1.200, 1.300, 1.400 et 1.509 mètres.

Profondeurs des puits	Longueurs à donner aux câbles	Sections à l'élevage	Sections à la patte	Poids par mètre courant	POIDS TOTAL
1.150m	1.300m	180mm × 21 6/10	140mm × 17mm	9k420	12.246k
1.200	1.350	195 × 22	»	9,800	13.230
1.300	1.450	210 × 225	»	10,300	14.935
1 400	1.550	225 × 23	»	10,900	16.895
1.500	1.650	240 × 237	»	11,750	19.387

Ces câbles sont calculés pour être fabriqués avec du fil d'acier fondu au creuset de 120 à 130 kilogs de résistance par millimètre carré de section de fil.



Températures relevées dans la couche Cinq Paulmes en droit à 495m
de 100 en 100 mètres
Echelle 1/2000
Fig 1
Siège N° 12 Noirchain
Aérage
Extraction
Retour de Gde Serrage
Bouveau Sud à 495m00
Costressé Couchant à 495m00
Légende
Cotes de niveau ... 12
Degrés de température ... 12°
Numéros de stations ... 1
" " distantes de 100m ... ①
Fronts de taille en activité

COMPAGNIE DE CHARBONNAGES BELGES

Division de l'Agrappe. Siège N°2

Températures relevées dans la couche Veine Lévêque en droit à 700^m de 100^m en 100^m

Echelle 1/3000

Fig. 2

N V

Costresse couchant

Costresse levant

Bouveau Nord

Bouveau Nord à 700^m,00

à 700^m,00

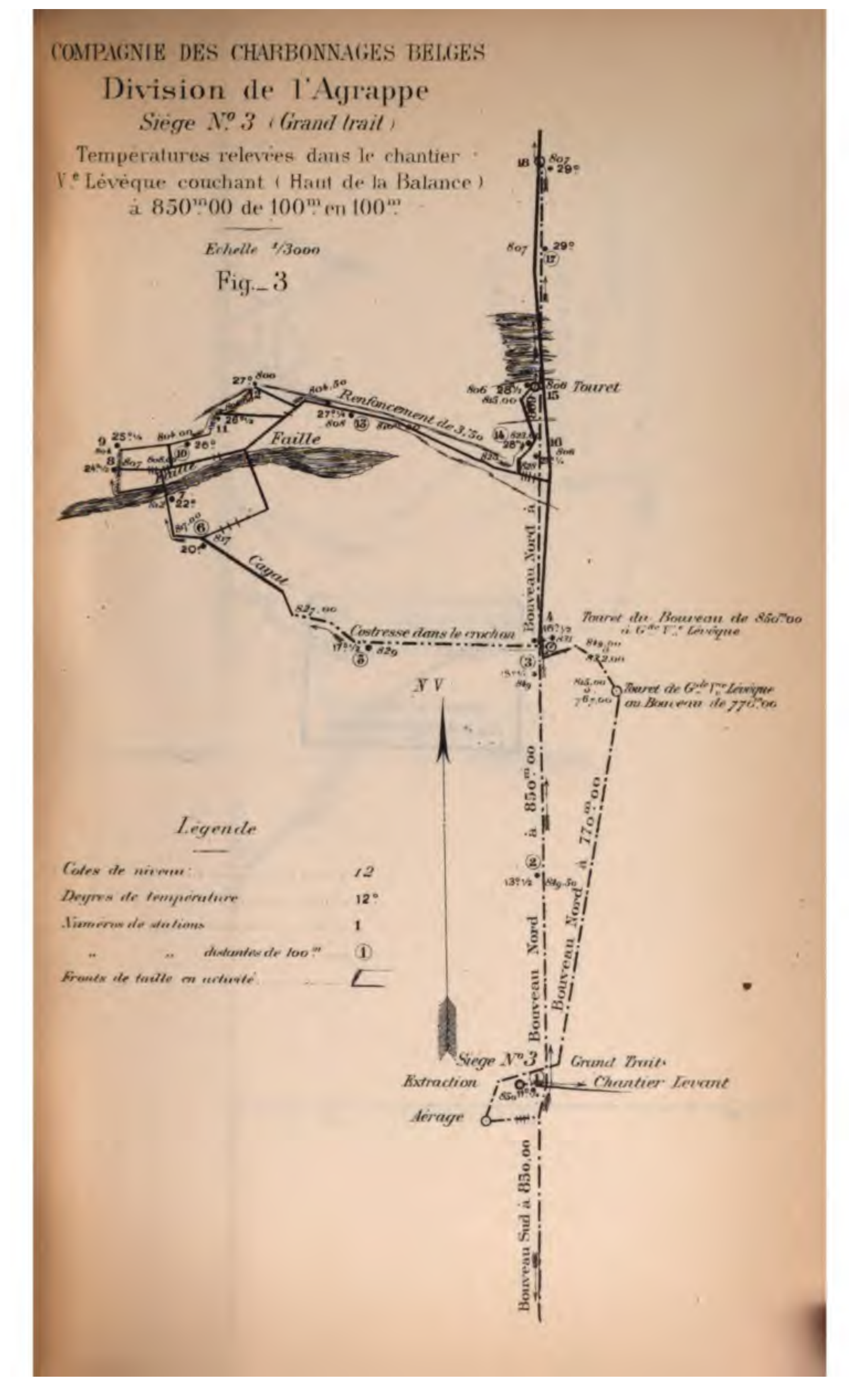
Siège N°2

Extraction

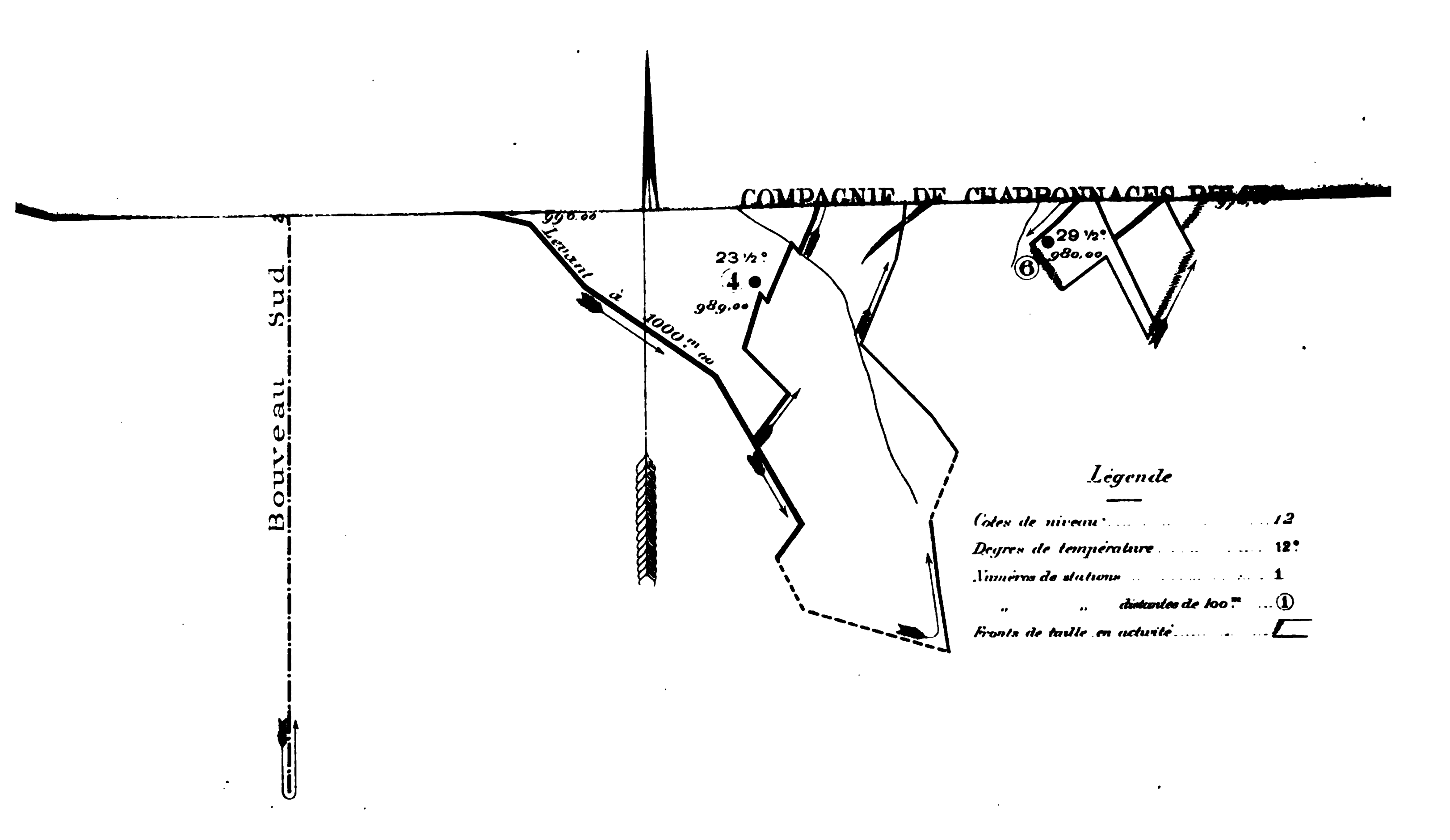
Aérage

Légende

Cotes de niveau	*12*
Degrés de température	12°
Numéros de stations	1
" " *distantes de 100^m*	①
Fronts de taille en activité	



COMPAGNIE DES CHARBONNAGES BELGES
Division de l'Agrappe
Siège N° 3 (Grand trait)
Temperatures relevées dans le chantier
V.e Lévêque couchant (Haut de la Balance)
à 850m00 de 100m en 100m
Echelle 1/3000
Fig._3
Renfoncement de 3.50
Faille
Touret
Caput
Costresse dans le crochon
Bouveau Nord à 850m00
Touret du Bouveau de 850m00 à G.de V.e Lévêque
Touret de G.de V.e Lévêque au Bouveau de 770m00
Bouveau Nord à 770m00
N V
Légende
Cotes de niveau 12
Degrés de température 12°
Numéros de stations 1
" " distantes de 100m ①
Fronts de taille en activité
Siège N° 3
Grand Trait
Extraction
Chantier Levant
Aérage
Bouveau Sud à 850,00


COMPAGNIE DE CHARBONNAGES
996.00
Levant à 1000m 00
23 ½°
4
989.00
29 ½°
980.00
6
Bouveau Sud
Légende
Cotes de niveau ... 12
Degrés de température ... 12°
Numéros de stations ... 1
" " distantes de 100m ... ①
Fronts de taille en activité ...

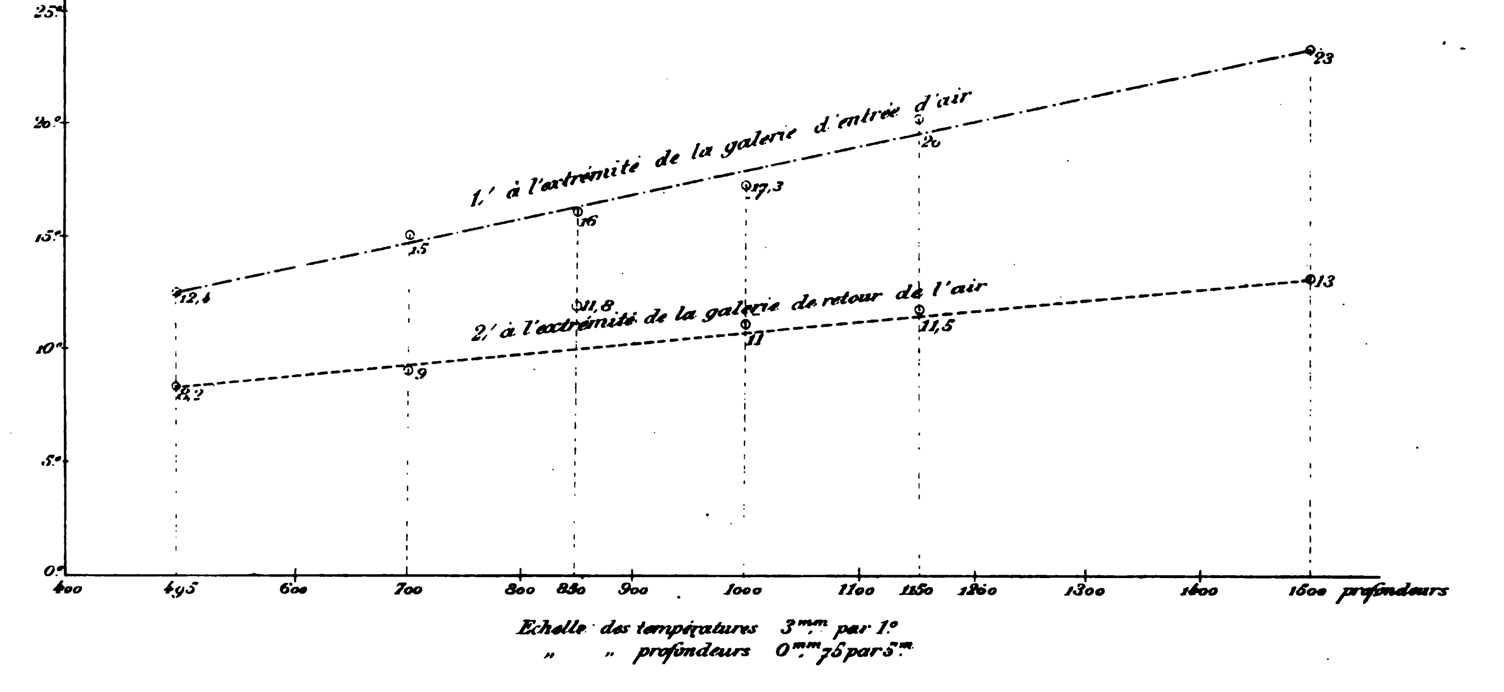
l'

le 1150m

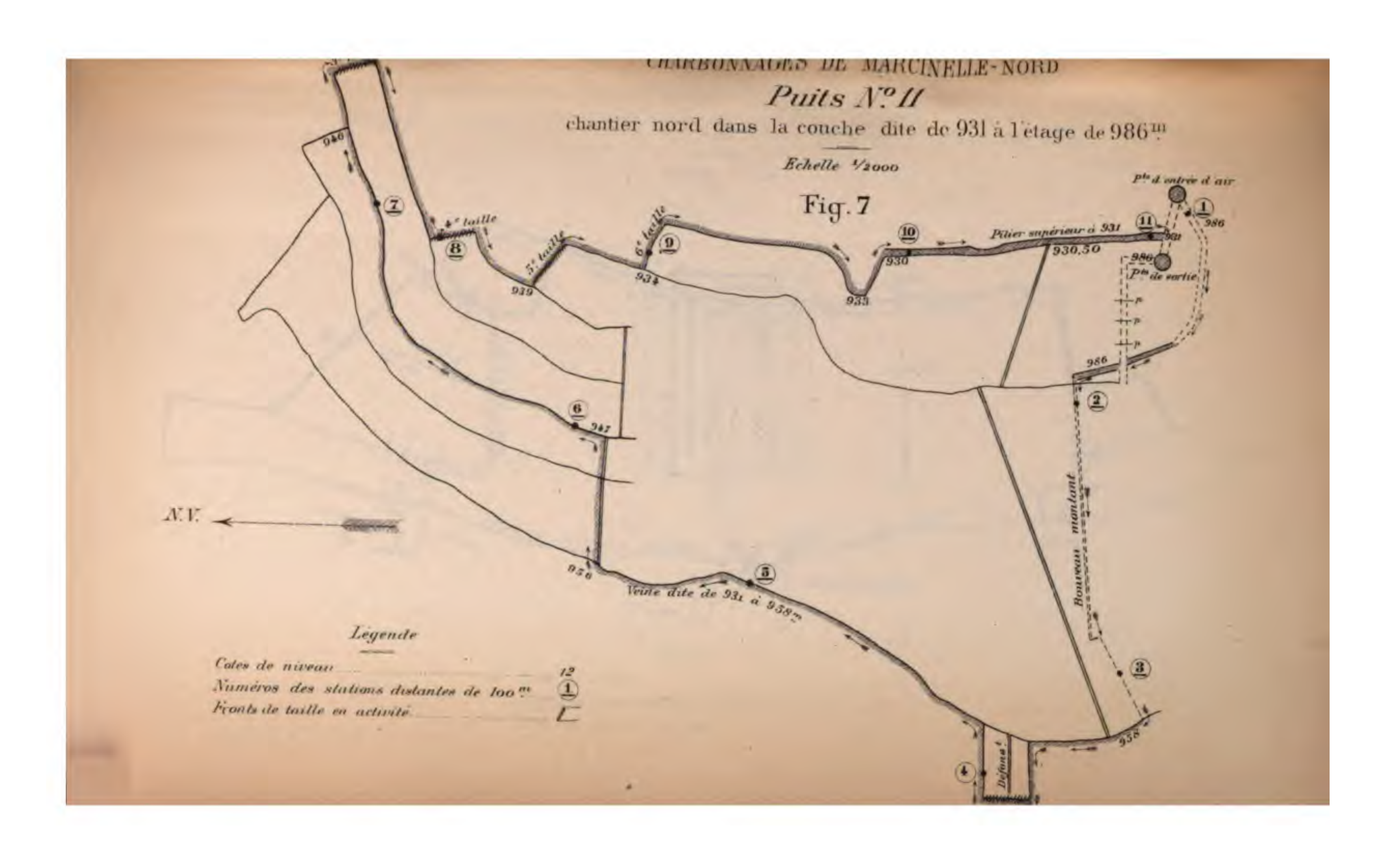
ner

Troussage levant à 1100m Ve N°6
1020.80
Bouveau de 1100m
Troussage levant Ve N°5
1021.40
10
1022.30
N°5
Puits N°18
Ste Henriette
1071.40
Touret
1021.40
1
1071.20
Coutresse levant à 1150m Ve N°6
Troussage
Veine N°4
Bouveau à 1150m
1bis
chantier
actif
3e taille
2e taille
inactive
1re taille
inactive
Veine
N°5
2
1069.80
Coutresse levant à 1150m Veine N°5
Coutresse couchant Ve N°4

Fig.6



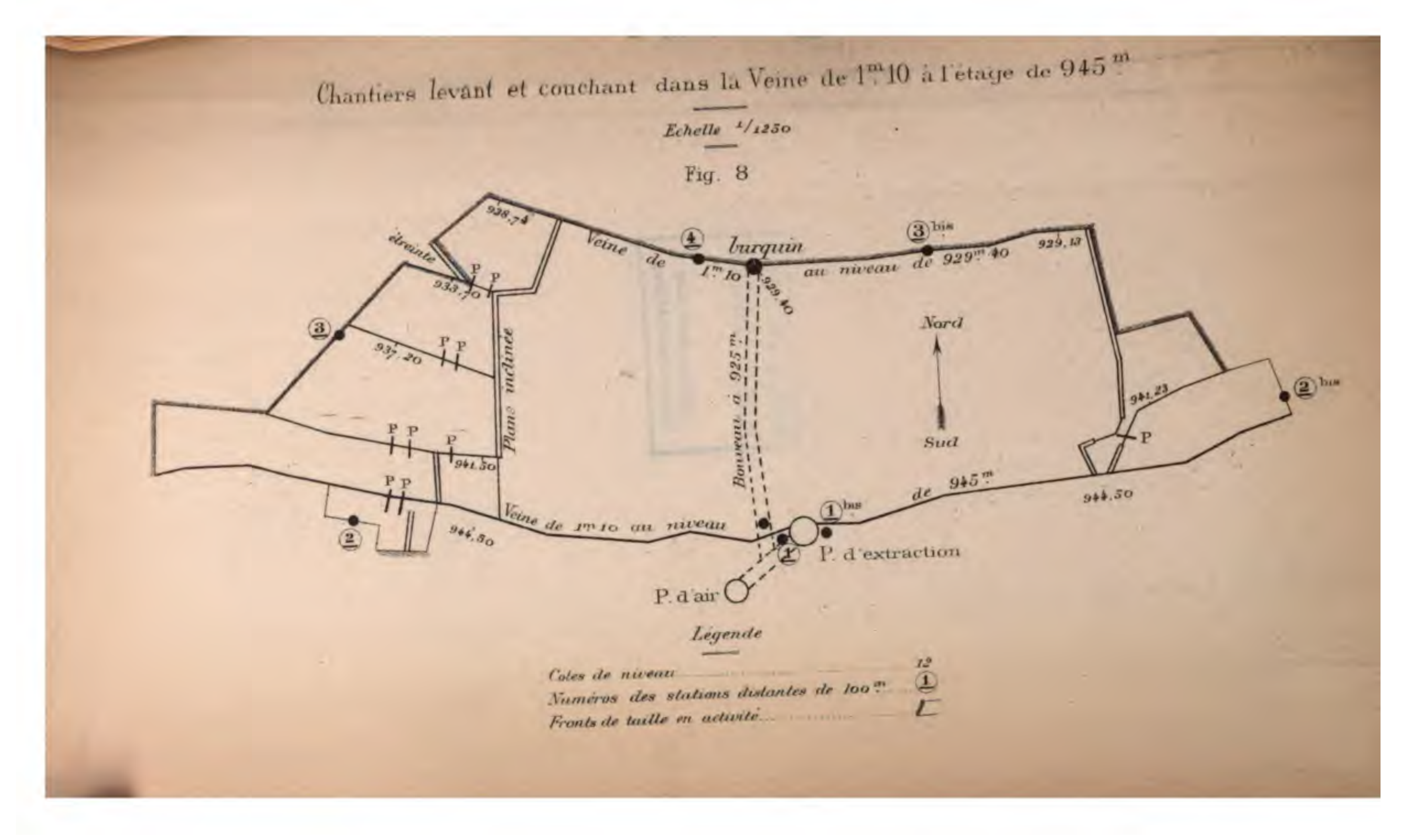
25°
20°
15°
10°
5°
0°
1.' à l'extrémité de la galerie d'entrée d'air
2.' à l'extrémité de la galerie de retour de l'air
12,4
15
16
17,3
20
23
8,2
9
11,8
11
11,5
13
400
495
600
700
800
850
900
1000
1100
1150
1200
1300
1400
1600
profondeurs
Echelle des températures 3mm par 1°
" " profondeurs 0mm,75 par 5m.


CHARBONNAGES DE MARCINELLE-NORD
Puits N.º 11
chantier nord dans la couche dite de 931 à l'étage de 986m.
Echelle 1/2000
Pte d'entrée d'air
Pte de sortie
Pilier supérieur à 931
930,50
930
933
934
939
940
947
956
958
986
4e taille
5e taille
6e taille
Bouveau montant
Veine dite de 931 à 958m
Défoncé
N.V.
Légende
Cotes de niveau
Numéros des stations distantes de 100m
Fronts de taille en activité
Fig. 7

Chantiers levant et couchant dans la Veine de 1m,10 à l'étage de 945 m

Echelle 1/1250

Fig. 8



Légende

Cotes de niveau 12

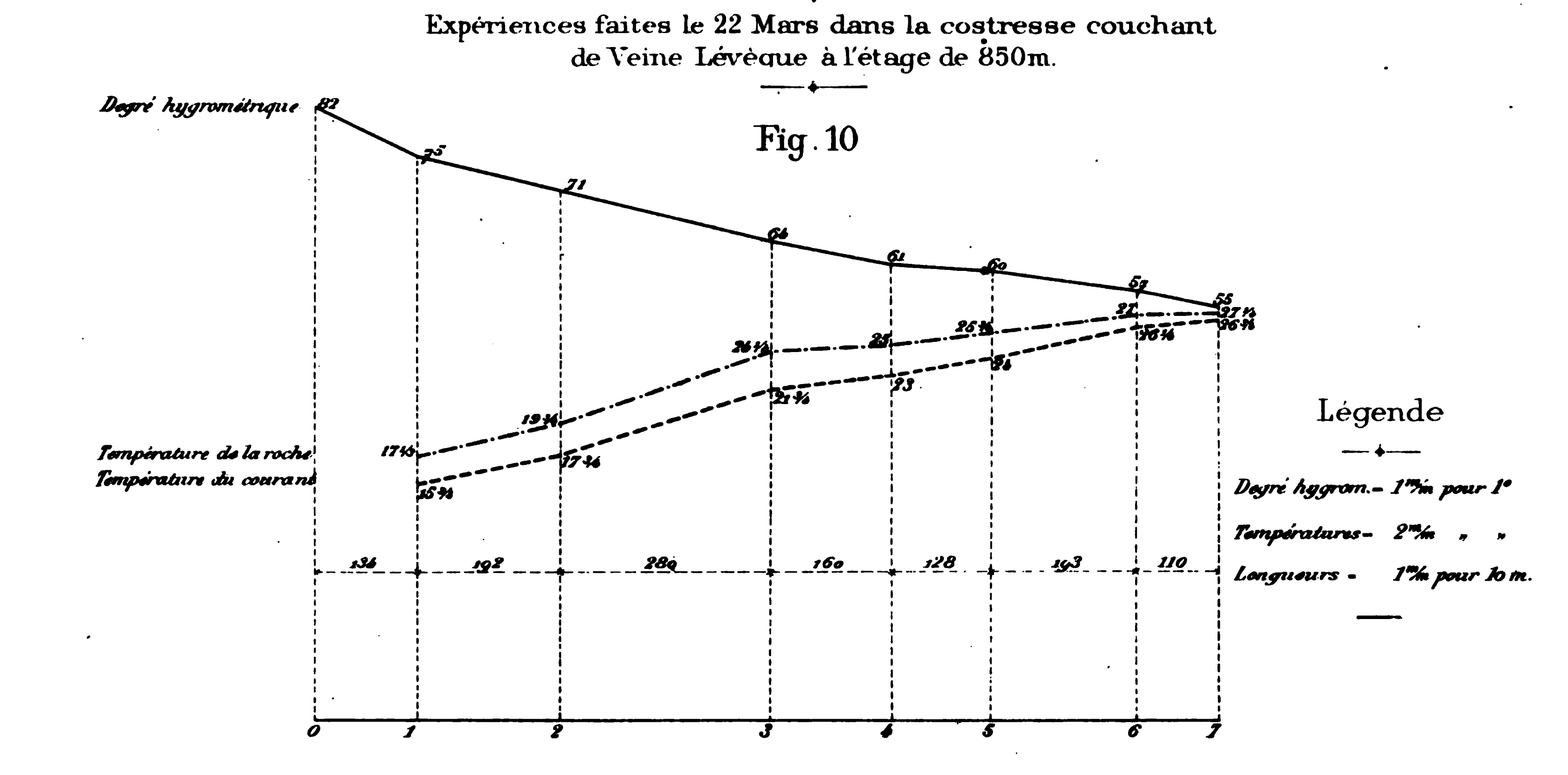
Numéros des stations distantes de 100 m 1

Fronts de taille en activité ....

BEI
(G

ran
. la
et

uelle



Expériences faites le 22 Mars dans la costresse couchant
de Veine Lévêque à l'étage de 850m.
Fig. 10
Degré hygrométrique
Température de la roche
Température du courant
82
75
71
64
61
60
57
55
136
192
280
160
128
193
110
0
1
2
3
4
5
6
7
Légende
Degré hygrom.
Températures
Longueurs

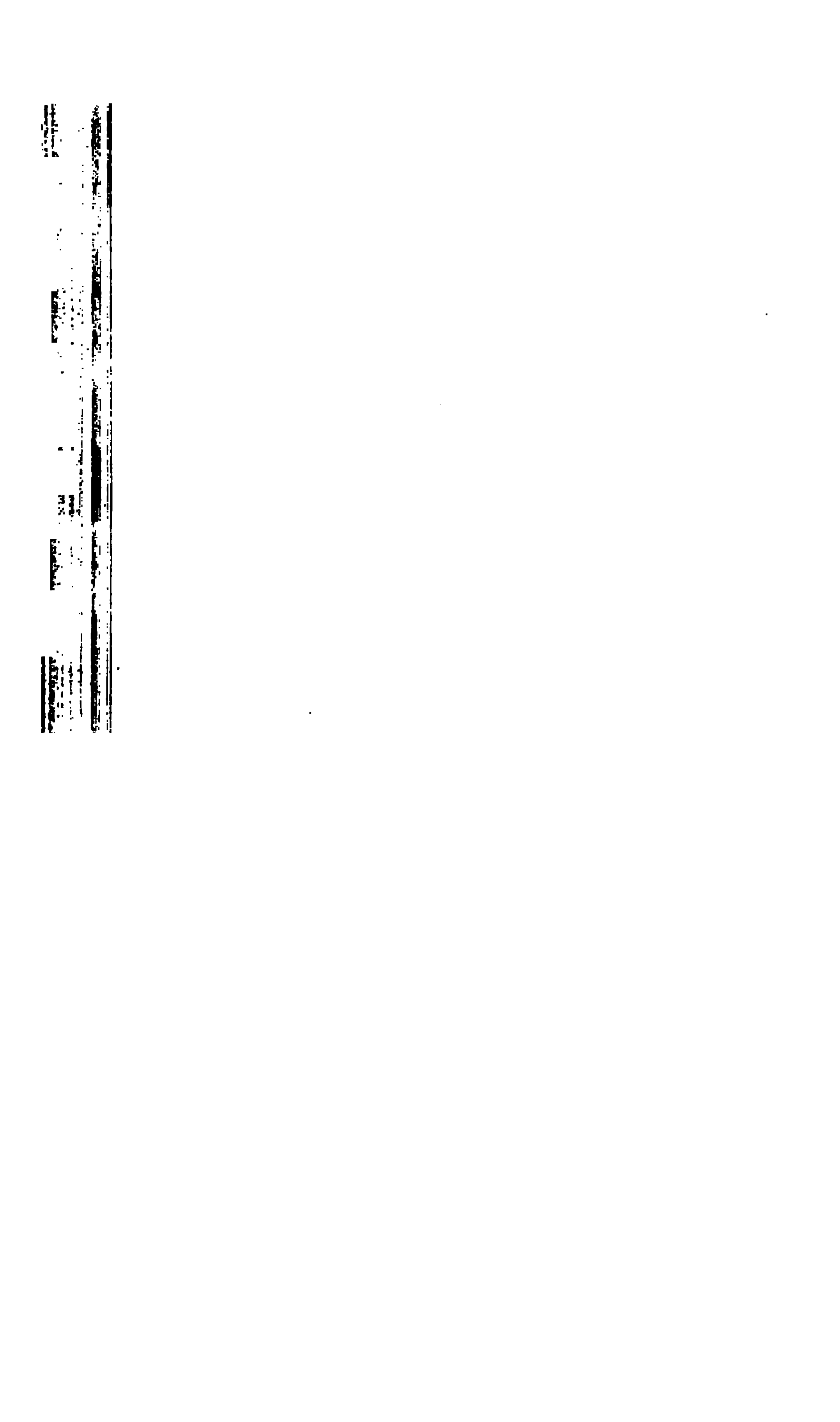
ELE

à l'e
près
des
rée

Tempé

lerte

1°
1°
10mn
5 m



Expériences faites le 22 Mars dans la costresse couchant
de Veine Lévêque à l'étage de 850m.

Fig. 10

Degré hygrométrique

Température de la roche

Température du courant

134 192 280 160 128 193 110

0 1 2 3 4 5 6 7

Légende

Degré hygrom. – 1 m/m pour 1°

Températures – 2 m/m " "

Longueurs – 1 m/m pour 10 m.

AGE DE MARCHIENNE

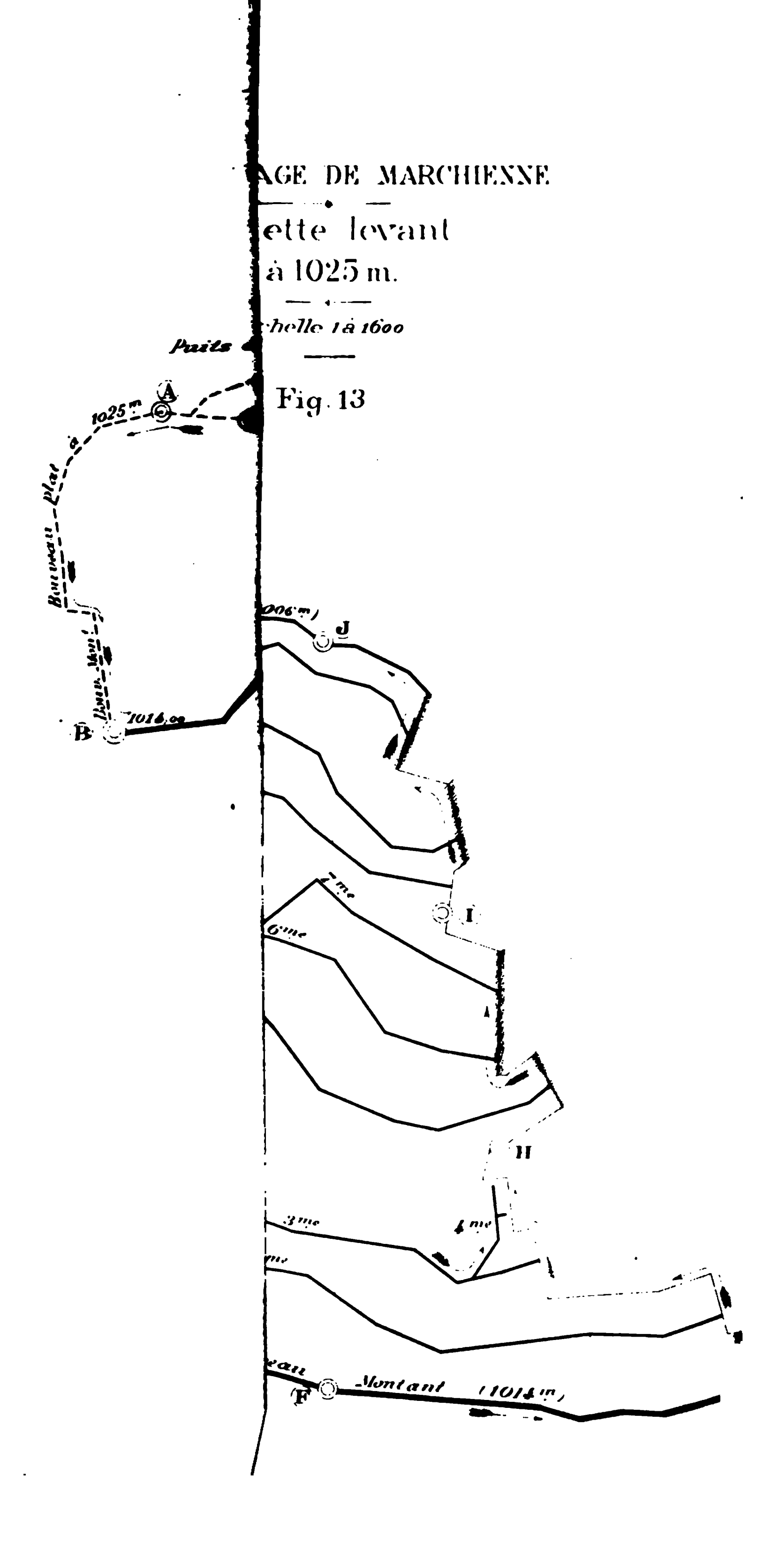
ette levant
à 1025 m.

chelle 1 à 1600

Puits d

Fig. 13

A
1025 m
Bouveau plat à
Bouv. Mont.
B
1014.00
006 m)
J
7me
I
6me
H
3me
4me
me
eau Montant (1014 m)
F
G



AGE DE MARCHIENNE
ette levant
à 1025 m.
chelle 1 à 1600
Puits
A
1025 m
B
1014,00
J
I
H
F
Montant
(1014 m)

Fig. 13



ETUDE

SUR

L'AÉRAGE DES TRAVAUX PRÉPARATOIRES

DANS LES

MINES A GRISOU

Par P. PETIT,
Ingénieur en chef de la Société anonyme des Houillères
de Saint-Etienne.

AVANT-PROPOS

Depuis l'époque reculée où on ne faisait usage pour assainir les mines grisouteuses, que de procédés primitifs, l'art de la ventilation a fait des progrès considérables ; l'accroissement de la production de houille fournie par chaque siège, l'augmentation de la quantité de grisou dégagée par les couches de charbon, due à l'exploitation à grande profondeur, ont successivement créé aux exploitants des difficultés de plus en plus grandes, contre lesquelles l'ingénieur a eu à lutter : aussi bien, la science de la ventilation est-elle devenue une branche fort importante de l'art des mines.

En 1875, M. Devillez, le remarquable professeur de l'Ecole provinciale d'industrie et des mines du Hainaut, écrivait que cette science n'était encore, chez la plupart des ingénieurs, qu'à l'état rudimentaire. Les travaux d'une pléiade d'hommes distingués, en dotant la ventilation de formules précises, en introduisant des

données nouvelles et fécondes, ont mis à même le praticien, dont le temps est absorbé par le labeur quotidien, de faire judicieusement choix d'un appareil de ventilation approprié aux travaux qu'il dirige, et de conduire l'aérage de sa mine, méthodiquement, correctement. Il ne suffit point, en effet, d'installer à la bouche des puits de sortie d'air des ventilateurs perfectionnés, à marche sûre, régulière et économique, débitant à l'extrémité de leurs cheminées de diffusion des volumes d'air importants ; il faut encore et surtout, brancher rationnellement le courant qui arrive à la base de chaque exploitation, proportionner son intensité, en chaque point de la mine, au dégagement du grisou, ne pas se désintéresser des pertes d'air le long des divers circuits, en un mot mettre convenablement à profit l'effet produit par l'appareil générateur du mouvement.

Ces considérations, d'ordre général, peuvent paraître, à première vue, quelque peu banales, mais il n'est axiome qui ne gagne parfois à être mis vivement en relief : l'industriel n'échoue-t-il pas souvent pour ne pas avoir accordé toute l'importance qu'ils comportent aux problèmes qui n'ont qu'un défaut, celui d'être apparemment *trop simples ?*

Le perfectionnement des appareils de ventilation rentre dans le domaine de la mécanique : l'amélioration des procédés usités pour la conduite et la distribution du courant d'air, au fond de la mine, est un but vers lequel doit tendre sans relâche l'ingénieur d'une mine grisouteuse, préoccupé, avant tout, de la sécurité des ouvriers dont la vie est confiée à sa sollicitude et à sa vigilance. Or, si l'aérage d'un quartier grisouteux, en pleine exploitation, composé de chantiers étagés en gradins, suivant un large front d'attaque, offre parfois des difficultés très grandes, la ventilation des travaux d'aménagement, communément nommés travaux préparatoires, *est un problème en général difficile, d'une importance toujours considérable. Le plus souvent, les moyens dont on dispose ne permettent d'amener à front de ces ouvrages qu'un courant d'air d'intensité très limitée ; par contre, il est constant que, pendant l'exécution de ces travaux consistant en traçages de galeries au charbon ou au rocher, horizontales ou inclinées, en fonçages ou approfondissements de puits, etc., la quantité de*

grisou dégagée par les bancs de charbon ou les strates rocheuses voisines des couches qu'elles encaissent, est notablement supérieure à celle qui accompagne la période d'exploitation proprement dite. La lutte devient inégale : le danger maximum est combattu avec des armes de puissance minima.

La solution de ce problème est encore plus épineuse, lorsqu'il s'agit de préparations ouvertes dans des couches sujettes au phénomène du dégagement instantané : la catastrophe du puits Sainte-Catherine du Midi de Dour *en 1865, et celle, tristement célèbre, du charbonnage de l'Agrappe, à Frameries, en 1879, ont été occasionnées par l'irruption subite d'un énorme volume de grisou dégagé instantanément par des travaux préparatoires en couche.*

Les dispositions rationnelles à adopter, l'organisation générale à établir pour la ventilation de ces travaux d'aménagement, ont fait l'objet d'un mémoire remarquable de M. Harzé, publié en 1866, par la Revue Universelle des Mines, *et couronné par l'Association des ingénieurs sortis de l'Ecole des Mines de Liège. Cet ouvrage, qui fait autorité en la matière, a été complété par une note qu'a reproduite le* Bulletin de la Société de l'Industrie Minérale *(1) ; nous aurons, au cours de cette étude, à analyser certains principes formulés dans ces importants documents.*

On lira également, avec beaucoup de profit, l'intéressant travail de M. Dufrane, ingénieur des Houillères des Aciéries de France sur les dégagements instantanés de grisou *(2), ouvrage dans lequel l'auteur énumère les multiples et délicates précautions à employer pour la conduite de l'aérage des travaux préparatoires au charbon et au rocher, dans les mines sujettes aux dégagements instantanés.*

Nous avons été amené, dès 1894, à faire l'essai de canalisations spéciales, à large section, pour l'adduction de l'air à fronts de traçages ouverts dans une couche très grisouteuse. Nous avions pensé, tout d'abord, nous borner à faire le simple exposé des résultats donnés par cette application, mais, la question ainsi

---

(1) 2[me] livraison 1887.

(2) *Bulletin* de l'Industrie Minérale, 2[me] livraison 1887.

envisagée, n'eût été qu'une monographie descriptive, un peu sèche et monotone. Séduit par l'intérêt qu'elle offre, si on la considère à un point de vue plus général, nous avons élargi le cadre de nos recherches, et entrepris depuis trois années des expériences nombreuses sur la mesure de la perte de charge des différents types de canalisations employées pour l'aérage des travaux préparatoires : le but principal de ce mémoire est de faire connaître le résultat de nos recherches.

L'ouvrage est divisé en deux parties :

1° La PREMIÈRE PARTIE *relate, groupe et discute les recherches expérimentales que nous avons faites sur la perte de charge due au mouvement de l'air à travers les canalisations diverses usitées pour l'aérage des travaux préparatoires, les portes à guichets, les ajutages convergents-divergents, les puits de mine, les gaines et goyaux.*

2° La DEUXIÈME PARTIE *renferme : 1° une étude des conditions spécifiques auxquelles doit satisfaire la ventilation des travaux d'aménagement ; 2° la description de percements en couche très grisouteuse, de grande longueur, et du mode d'aérage usité pour les effectuer.*

Le praticien s'attachera plus spécialement à la lecture des résultats comparatifs donnés par les divers types de canalisation, et à l'étude des applications réalisées dans la mine ; ceux que la théorie intéresse seront amenés à discuter les conclusions que nous avons présentées.

Je me fais un devoir, en terminant ce trop long avant-propos, d'adresser mes remerciements au Conseil de notre Société et à notre directeur, M. Villiers, qui m'ont accordé les crédits nécessaires à la réalisation de notre programme de recherches, et n'ont cessé de me prodiguer les encouragements dont j'ai eu besoin, pour mener à bien cette œuvre de patience, en sus de la besogne journalière que chacun de nous a le devoir d'accomplir consciencieusement.

Je n'oublierai point les ingénieurs qui, avec une grande affabilité, ont bien voulu mettre à ma disposition quelques documents

précieux qui m'ont permis de faire sortir un peu cette étude du cadre dans lequel elle serait restée sans leur aimable complaisance.

Je tiens, enfin, à rendre hommage au personnel de notre Bureau des plans, qui m'a secondé avec un inlassable dévouement dans l'exécution des expériences que j'ai faites avec leur zélée collaboration, pendant les étés de 1897, 1898, 1899.

P. PETIT.

Saint-Etienne, 1er mars 1900.

PREMIÈRE PARTIE

TITRE I

Perte de charge due au mouvement de l'air à travers les canalisations généralement usitées pour l'aérage des travaux préparatoires.

Nous avons fait porter nos recherches sur des canalisations, rectilignes ou curvilignes, de types variables comme forme et comme dimensions, en bois et en fer, circulaires, elliptiques et rectangulaires. Dans l'exposé qui va suivre, nous condenserons tous les résultats propres à chaque groupe, sans tenir compte de l'ordre chronologique dans lequel se sont succédé les

différentes expériences, commencées une année, interrompues pendant six mois, et reprises l'année suivante ; le mode général d'expérimentation étant toujours resté le même, cette interversion n'offre aucun inconvénient et a l'avantage de synthétiser plus clairement les résultats obtenus.

CHAPITRE I

§ 1er. — Etat de la question.

De nombreux auteurs se sont occupés, dans leurs travaux, de la perte d'énergie qu'entraine la circulation, à travers des tubes métalliques, d'une certaine masse d'air.

Girard, d'Aubuisson, Péclet ont exprimé cette perte par la formule monôme suivante (1) :

$$e_1 - e_2 = \frac{K l \chi}{\omega} d \frac{v^2}{2g}$$

$e_1 e_2$ perte de charge en hauteur d'eau, produite par le frottement entre deux sections $A_1 - A_2$.
d densité, parrapport à l'eau, du gaz qui s'écoule.
l longueur du tuyau entre les points $(A_1 - A_2)$
χ périmètre du tuyau
k coefficient qui dépend de la nature du tuyau
ω section constante du tuyau.
v vitesse moyenne constante dans le tuyau.

Ces expérimentateurs ont trouvé, pour des tuyaux en fer et en fer-blanc :

$$K = 0{,}006$$

Arson, a représenté la perte de charge, due au

(1) Ser, Traité de physique industrielle, page 287.

mouvement de l'air à travers des canalisations en fonte de diamètre variant de 0m050 à 0m500, par une formule binôme :

$$e_1 - e_2 = \frac{4\,L}{D}\,d\,(\alpha v + b v^2).$$

D est le diamètre du tuyau ; *a* et *b* sont deux coefficients dépendant du diamètre et de la nature de la surface, $a\ v + b\ v^2$ est une fonction de la vitesse moyenne *v*.

Tous les ingénieurs connaissent les tables fort complètes établies par Arson, donnant pour chaque diamètre de tuyau en fonte, compris entre 0m100 et 0m,700, la perte de charge pour 1.000 mètres de conduite débitant, à la seconde, un volume déterminé d'air atmosphérique ou de gaz d'éclairage.

Ces coefficients, fort exacts lorsqu'on les applique aux conduites expérimentées, ne peuvent, sans erreur sensible, être étendus à des tuyaux en tôle ou en ferblanc, par exemple.

Une lacune restait donc à combler ; il y avait intérêt à déterminer pour les canalisations métalliques ou autres, employées dans les mines à la conduite de l'air, les constantes qu'il convient d'introduire dans la formule générale de la perte de charge.

Pour le choix de la méthode d'expérimentation, nous nous sommes longuement inspiré du remarquable travail, publié par M. Murgue dans la première livraison de 1893 du *Bulletin* de la Société d'Industrie Minérale. Ce savant ingénieur a traduit, d'une façon saisissante, l'influence de la nature de la paroi sur la résistance au mouvement de l'air à travers les galeries de mine.

Les recherches que nous avons entreprises constituent, pour ainsi dire, le complément de celles de M. Murgue ; en mettant à profit les données fournies par les unes

et les autres, il devient possible de résoudre *a priori*, d'une façon suffisamment exacte, le problème suivant dans toute sa généralité :

« Calculer l'énergie nécessaire pour produire, à « travers une canalisation englobée dans un circuit « donné, l'appel d'un volume d'air déterminé, destiné « à assainir le front d'un travail préparatoire. »

Ou inversement :

« Etant donné une canalisation de longueur, de « nature et de dimensions connues, faisant partie d'un « circuit, calculer le volume d'air qu'appellera à front « de l'ouvrage une énergie mécanique donnée *a* « *priori*. »

§ 2me. – Mode d'expérimentation.

La formule classique exprimant la perte de charge due au mouvement de l'air à travers une conduite est la suivante :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{s} \delta$$

α coefficient variable avec la nature de la paroi.
L longueur de la conduite.
p. s. périmètre moyen et section.
v vitesse moyenne.
δ densité de l'air.

Généralement, la valeur numérique attribuée à α se rapporte à une dépression h exprimée en millimètres d'eau, soit en kilogrammes par mètre carré de surface. Nous ne discuterons cette formule que plus loin, quand nous possèderons les éléments nécessaires pour apprécier sa valeur.

La recherche du cofficient α caractéristique d'une

conduite de forme et de dimensions connues est liée à la détermination simultanée de la dépression motrice h engendrant un courant d'une vitesse moyenne v.

Nous allons entrer dans quelques détails relatifs aux instruments employés dans nos expériences et à la méthode usitée pour la mesure de l'intensité du courant d'air, et de la perte de charge correspondant à un parcours donné.

I°. — MANOMÈTRE

L'instrument dont M. Murgue a fait emploi pour ses recherches expérimentales, et que M. Marsaut, directeur des mines de Bessèges, a bien voulu de la façon la plus aimable mettre obligeamment à notre disposition, pendant un temps prolongé, est d'une précision absolument remarquable ; il permet de saisir une dénivellation de $\frac{1}{100^e}$ de millimètre (1).

L'appareil se compose essentiellement de 2 flacons en verre, de diamètre très inégal, reliés à leur partie inférieure par un tube en caoutchouc. On se contente d'observer, à l'aide d'un microscope à réticule grossissant cinquante fois, la dénivellation que produit la dépression dans le petit flacon ; on néglige l'abaissement simultané de l'eau dans le gros flacon, et on corrige par le calcul le résultat des lectures ainsi opérées. M. Murgue avait trouvé pour le rapport de majoration le chiffre de 1,096 ; ayant eu à remplacer l'un des vases composant l'appareil, nous avons été amené à tarer à nouveau les flacons, pour déterminer avec exactitude le coefficient d'amplification, que nous avons trouvé égal à 1,133.

---

(1) Voir la description de cet appareil, donnée par M. Murgue dans sa note. (*Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale 3e série, tome VII, 1re livraison de 1893).

La très grande sensibilité de cet instrument exige qu'il soit placé sur une table massive, robuste, de manière à ce que les trépidations du sol demeurent sans influence sur le niveau du liquide dans les flacons.

Dans les expériences que nous avons faites à l'extérieur, le manomètre était déposé sur une plaque de fonte, très épaisse, servant au dressage des pièces usinées à notre atelier du Soleil, plaque portée par deux tréteaux en bois solidement entretoisés.

Dans la mine, l'instrument était placé sur une petite table en fonte, portative, facilement manœuvrable, dont le dessin est donné dans l'atlas. (Voir Pl. VII).

II°. — Anémomètres

Nous nous sommes servi, pour la mesure du volume d'air, appelé sous une dépression connue, de trois petits anémomètres *Casartelli*, tarés au manège ; nous avons eu recours à l'artifice ingénieux décrit par M. Murgue, pour l'embrayage et le débrayage instantanés des roues du moulinet. Le tableau renfermant tous les éléments de cette graduation se trouve aux annexes.

III°. — Observations atmosphériques

La température du courant était mesurée à l'amont et à l'aval de chaque canalisation expérimentée, ou de chaque tronçon de parcours souterrain, au moyen de thermomètres centigrades gradués à $\frac{1}{10^{me}}$ de degré.

La pression barométrique était observée au moyen d'un baromètre anéroïde.

L'état d'humidité de l'atmosphère était apprécié à l'aide d'un hygromètre de précision qui nous a été fourni par la maison Rouff de Saint-Etienne.

Le calcul du poids du mètre cube d'air en mouve-

ment a été fait en employant les tables très commodément établies pour cet usage, annexées au travail de M. Althans, président de la sous-commission prussienne des ventilateurs, traduit de l'allemand par MM. Murgue et Brun (1).

IV. — Tuyautages

Dans la première série de nos expériences, nous avons fait emploi de tubes en fer, analogues à ceux dont M. Murgue s'est servi, assemblés par des manchons à vis, et d'un diamètre intérieur de 0^m027. La très grande sensibilité du manomètre employé permet, très aisément, de vérifier rapidement l'étanchéité de la canalisation; malgré la précaution prise d'enduire soigneusement de minium tous les joints, nous avons eu souvent des mécomptes, entraînant des recherches laborieuses pour arriver à trouver les assemblages défectueux ; plusieurs fois, nous avons constaté des décollements partiels des deux lèvres du tube.

Aussi, dans la seconde série de nos essais, et pour nous affranchir de causes de retard préjudiciables à la marche correcte de nos expériences, nous sommes-nous arrêté à l'emploi de lignes de tubes en plomb, dont les divers éléments étaient soudés entre eux ; ces tuyaux avaient un diamètre intérieur de 0^m017, une épaisseur de 0^m003 et un poids par mètre courant de $1_k,100$. Nos essais sur les différents types de canalisation étant exécutés au jour, l'emploi de ces tubes, parfait au point de vue de la rigoureuse étanchéité, ne présentait pas les inconvénients qu'il aurait pu avoir à l'intérieur de la mine, en raison de la déformabilité très grande d'une matière aussi plastique que le plomb.

---

(1) *Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale, tome III, 2e livraison, 1889, pages 45 et suivantes.

V°.— Production du courant

Les différentes canalisations soumises à l'expérience étaient successivement alignées dans un espace libre de la cour de notre atelier de réparations, à proximité de la batterie des chaudières.

Un ventilateur aspirant, placé à l'extrémité d'aval, déterminait la production d'un courant d'air d'intensité variable à volonté à travers la conduite expérimentée. Pour toute la série d'essais sur les canalisations rectangulaires en bois, rectilignes, nous avons fait usage d'un ventilateur Rateau de 0^{m},700 de diamètre, monté sur un châssis métallique portant le moteur de commande.

Dans les expériences suivantes, en vue d'obtenir des courants plus intenses, et, par suite, de pouvoir enregistrer des dépressions plus élevées, accusées par des dénivellations plus sûrement mesurables au manomètre, nous avons employé un ventilateur diamétral système Mortier, de 0^{m},900 de diamètre et de 0^{m},900 de largeur, portant également son moteur.

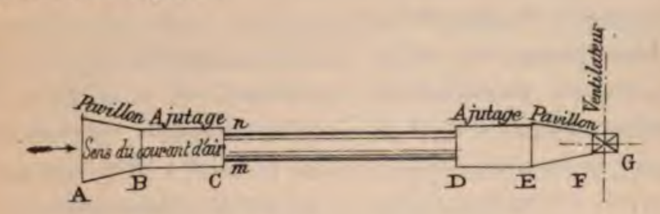
Nous avons utilisé, pour ces essais, l'appareil qui, pendant la période d'hiver, insuffle l'air dans le calorifère installé à la bouche du puits Villiers, et dont j'ai donné la description dans le *Compte Rendu* mensuel de l'Industrie minérale de janvier 1897.

Les essais sur les canalisations elliptiques curvilignes et les conduites de gros diamètre (0^{m},900 et 1 mètre) ont été faits sous le hangar qui est destiné à abriter les locomotives circulant sur notre chemin de fer de surface, affectées au service de la traction du remblai; seul le ventilateur, dont le moteur recevait de la chaudière d'une locomobile la vapeur nécessaire à sa marche, était installé en dehors du bâtiment, sur une des faces intérieures duquel se développaient les

conduites à expérimenter. Cette disposition nous a rendu de grands services, en permettant de poursuivre nos expériences sans discontinuité, les opérateurs étant à l'abri de la pluie et du mauvais temps.

VIº. — Mesure du volume d'air

Le schéma ci-dessous représente la disposition générale adoptée :



A B Pavillon-amont d'introduction du courant.
B C Ajutage-amont.
C D Canalisation proprement dite.
D E Ajutage-aval.
E F Pavillon-aval de sortie du courant.
G Ventilateur aspirant.

La canalisation à expérimenter C D est enchâssée entre deux ajutages B C, D E ; celui d'amont B C reçoit le courant d'air aspiré par le ventilateur, par l'intermédiaire d'un pavillon convenablement épanoui A B ; celui d'aval D E, le restitue au pavillon E F, se raccordant avec l'ouïe du ventilateur.

Les ajutages et pavillons sont construits en bois, au moyen de planches bouvetées, assemblées avec soin ; les mesures du volume d'air à l'amont et à l'aval s'opèrent dans une section transversale des ajutages ; la station de jaugeage est placée à une distance de l'embouchure, ou de la sortie de la conduite C D, telle que l'écoulement puisse être considéré comme se

faisant par filets parallèles sans être influencé par la contraction due au mouvement de l'air, entre la section dilatée de l'ajutage et la section plus ou moins rétrécie de la canalisation expérimentée.

En mesurant simultanément, dans les ajutages amont et aval, le volume d'air qui passe dans chacune des stations, on peut apprécier la valeur des rentrées d'air diverses, et vérifier le degré d'étanchéité que présente l'ensemble de la conduite.

Dans toutes les séries d'essais, l'ajutage D E reste de section sensiblement constante ; on approprie la surface du pavillon et de l'ajutage d'amont aux dimensions de la canalisation à expérimenter ; l'énergie que pouvait engendrer l'appareil générateur du mouvement de l'air étant limitée, on était tenu, pour la mesure des volumes d'intensité relativement faible pouvant circuler à travers des conduites de petit diamètre, de réduire la surface transversale de l'ajutage d'amont jusqu'à la valeur à laquelle correspondait une vitesse du courant mesurable avec exactitude, par l'anémomètre.

La jonction des canalisations, de types variés, avec les ajutages d'origine et de queue, B C-D E, réclamait des soins tout spéciaux, en vue d'éviter les pénétrations d'air pouvant échapper à l'enregistrement donné par l'anémomètre, et fausser les mesures du volume de fluide écoulé ; à cet effet, on laissait légèrement déborder, à l'intérieur de chaque ajutage, les brides des diverses conduites, qui venaient s'appuyer sur des cloisonnements, de construction soignée, en planches épaisses et bouvetées, faisant corps avec l'ajutage, lutés avec du mastic de vitrier enfoncé à refus, et percés d'une ouverture de diamètre égal à celui du tuyau.

Pour mesurer, à l'aide de l'anémomètre, l'intensité d'un courant d'air cheminant à travers des sections

très réduites, telles que celles des canalisations essayées, l'expérimentateur se heurte à une difficulté capitale, que ne présente pas le jaugeage du volume d'air parcourant de larges conduits, comme les galeries de mine. On ne peut, évidemment, songer à accroître par trop les dimensions de l'ajutage d'entrée, sans risquer, dans certains cas, d'amoindrir de façon excessive la vitesse d'un courant d'énergie limitée ; or, pour une section moyenne conservée à l'ajutage, la présence de l'expérimentateur est de nature à infirmer considérablement la valeur des observations faites à l'anémomètre ; il devient impossible de mesurer simultanément, et le volume d'air circulant à travers la conduite et la dépression génératrice du courant.

Pour parer à cet écueil, sur la gravité duquel il paraît inutile d'insister, nous avons eu recours, après des tâtonnements plus ou moins fructueux, à un artifice dont nous croyons intéressant de donner une description détaillée et complète.

L'idée nous en a été suggérée par le dispositif dont s'est servi M. Althans pour mesurer le volume d'un courant d'air, à l'aide du tube de Pitot (1).

Je rappelle, en la citant textuellement, la description qu'en a fournie son auteur :

« On encastre, au sommet de la voûte de la galerie
« dans laquelle circule le courant, une caisse en bois
« dont le fond, percé d'une ouverture rectangulaire,
« est obstrué par un cylindre également en bois,
« pouvant tourner sur son axe, comme une clef de
« robinet. A travers ce cylindre peuvent coulisser deux
« longs tubes parallèles, dont l'un est un tube de Pitot
« proprement dit, dont l'autre ne transmet que la

---

(1) *Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale, tome III, 1re livraison 1889, note D, page 107.

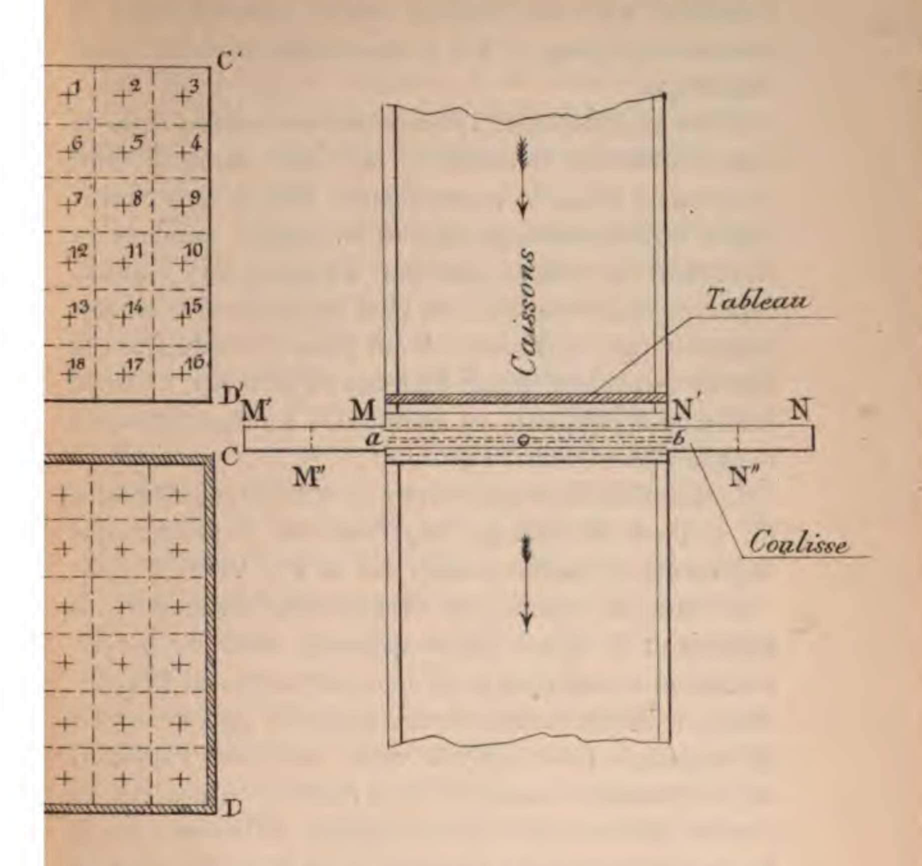
« pression statique. Par le *double jeu de la rotation* « *du cylindre* et du *glissement des tubes*, l'orifice du « tube de Pitot pouvait être promené dans toute la « section de jaugeage. Pour l'amener sans hésitation, « de la surface où se tenait l'opérateur, aux dix points « choisis pour l'observation de la vitesse, on avait, au « préalable, repéré les positions correspondantes de « l'extrémité supérieure des tubes sur un tableau. »

Tel est le principe ingénieux dont nous nous sommes inspiré, et que nous avons reproduit pour la mesure du courant par l'anémomètre, en l'appropriant à la forme rectangulaire des ajutages d'amont et d'aval.

Imaginons que la section rectangulaire de la station de jaugeage soit reproduite en *vraie grandeur*, sous la forme d'un tableau en bois A′ B′ C′ D′ placé au-dessus de l'ajutage A B C D, et que, par avance, on y ait repéré les différentes positions 1, 2, 3..... 17, 18 qu'on veut faire occuper successivement au centre de l'anémomètre.

Concevons, en outre, qu'une échancrure rectangulaire a *b*, soit pratiquée dans l'épaisseur matérielle du couvercle supérieur B C de l'ajutage, échancrure obstruée par un tiroir en bois, coulissant à frottement doux dans une glissière vissée sur ce couvercle, et dont le développement minimum est égal au double de la largeur B C de l'ajutage. Dans le mouvement de gauche à droite, ou de droite à gauche, imprimé à la main à ce tiroir, les positions limites occupées par cet organe sont M N — M′ N′; la position moyenne est M″ N″; dans aucun point de la course, il ne peut y avoir rentrée de l'air extérieur dans l'intérieur de la section de jaugeage, par la fente *a b*, qui demeure continuellement masquée et recouverte par le tiroir mobile.

Supposons donc que l'anénomètre soit suspendu au



bout d'une tige mince, mais rigide, de longueur telle que l'une de ses extrémités occupant le point numéroté 1 sur le tableau supérieur, l'autre extrémité constituée par le centre de l'appareil de mesure, occupe la station n° 1 de l'ajutage. La tige de suspension pénètre dans l'intérieur de la section, en s'engageant dans un trou circulaire ménagé à travers l'épaisseur du tiroir mobile.

Le tiroir restant au repos, il suffit de déplacer verticalement, de haut en bas, l'extrémité supérieure de la tige, et de l'amener successivement en regard des stations 1, 6, 7, 12, 13, 18, du tableau de distribution, pour que

le centre de l'anémomètre vienne occuper, dans la section de jaugeage A B C D des stations de même ordre numérique.

Si on veut déplacer l'instrument de mesure dans le sens horizontal, il suffit, de la même façon, de faire mouvoir le tiroir de recouvrement dans le sens convenable, en s'arrêtant, de proche en proche, pendant un intervalle de temps convenu d'avance, aux stations repérées sur le tableau. On peut caractériser d'un mot faisant image, la disposition qui vient d'être décrite : la tige de suspension munie à un bout d'un index, à l'autre bout d'un manomètre, est assimilable à un *pantographe* dont la *raison serait l'unité.*

Le détail de la forme du tiroir et le mode rudimentaire de fixation du tableau supérieur sur l'ajutage, sont représentés à grande échelle sur la Pl. VI de l'atlas.

Restait, en outre, un desideratum obligatoire à atteindre : il fallait nécessairement avoir le moyen commode d'embrayer et de débrayer sûrement l'anénomètre, à distance, sans avoir à pénétrer dans la section de jaugeage. Pour réaliser cette condition, l'appareil est suspendu à l'extrémité d'un *tube en cuivre* (1), de grande légèreté, bien que de rigidité suffisante ; un fil de cuivre, engagé à l'intérieur de ce tube, est tenu en mains par un des opérateurs qui est placé debout sur l'ajutage, en face du tableau de distribution des stations de jaugeage. Un ressort fixé sur la plaque de support de l'instrument, agit, par l'intermédiaire d'une petite chaînette, sur le levier d'embrayage et de débrayage ; le fil est attaché à ce levier, du côté opposé au ressort. Lorsqu'on le tend, on produit l'embrayage ; dès qu'on l'abandonne à lui-même, *le ressort rappellele levier* et désembraie. Ce dispositif très simple a toujours, au cours

(1) Ce tube se recourbe, à angle droit, à sa partie inférieure, et porte une plaque sur laquelle est vissé l'anénomètre.

de nos expériences, fonctionné à notre entière satisfaction (Voir Pl. VII).

La façon dont le jaugeage a été conduit, dans les essais de 1897 et dans ceux de 1898, a été légèrement différente ; je vais dire quelques mots de chacun des procédés employés.

En 1897, chaque série d'expériences faites sur une *canalisation déterminée*, était précédée d'un jaugeage, comprenant la mesure de la vitesse, en chacune des 18 stations tracées, par avance, sur le tableau de repère ; la durée du stationnement de l'anémomètre, en chacun des points, avait été fixée à une minute. Pendant l'exécution de ce jaugeage prolongé, on s'appliquait à maintenir rigoureusement constante la vitesse de rotation du ventilateur aspirant ; inutile d'observer qu'il est relativement plus aisé d'obtenir la constance du volume d'air, à l'extérieur, sur des canalisations bien étanches, qu'à l'intérieur sur des galeries donnant souvent naissance à des pertes, le long de leurs parcours. Pour tenir compte d'ailleurs, des légères fluctuations dans la marche du moteur, on mesurait avec soin le nombre de tours de ventilateur pendant le jaugeage pratiqué à chacune des 18 stations ; les vitesses observées, en chaque point, étaient toutes ramenées à une vitesse déterminée, supposée constante du ventilateur.

Les expériences, faisant suite à la première de chaque groupe, ne comportaient qu'un jaugeage en trois points de la section, avec une durée de stationnement d'une minute à chacun d'eux ; on se bornait à lire le nombre total de tours effectué par l'anénomètre pendant ce laps de temps. En mettant à profit les remarques intéressantes développées par M. Murgue (1) sur la constance du rapport entre la vitesse moyenne du courant, pour

---

(1) *Bulletin* de l'Industrie Minérale, 3me série, tome VII.

l'ensemble de la section, et sa vitesse en trois points définis, on concluait commodément de la seconde à la première au moyen d'une simple proportion.

Dans la série d'essais effectués en 1898, nous avons modifié cette façon d'opérer pour plusieurs raisons :

1° Le jaugeage de durée prolongée, exécuté avant le commencement de chaque groupe d'expériences, exigeait un temps très long pour recueillir un nombre d'observations aussi considérable que celui dont nous avions besoin, pour une étude complète.

2° Le motif le plus sérieux, qui nous a poussé à opérer différemment, résidait dans la difficulté assez grande que nous éprouvions à maintenir bien constante l'allure du ventilateur aspirant, principalement quand on lui faisait engendrer des dépressions motrices relativement élevées ; la chaudière de la locomobile installée à proximité du moteur, poussée à fond, n'arrivait pas à produire, en un temps déterminé, la quantité de vapeur nécessaire au travail demandé par le ventilateur. Ce petit inconvénient ne se produisait pas, en 1897, avec une installation différente.

Quoi qu'il en soit du motif qui nous a conduit à modifier un peu notre procédé de jaugeage, nous avons tout lieu de croire que la seconde méthode ne l'a cédé en rien comme exactitude à la première ; l'une permet, ce qu'on ne peut obtenir avec l'autre, le tracé des courbes d'égale vitesse ; mais cet avantage ne présente qu'un médiocre intérêt, car la connaissance de la répartition des différentes vitesses n'a de valeur que si elle a trait à la canalisation elle-même expérimentée : or le jaugeage se pratique dans un ajutage dont la section S est toujours notablement supérieure à la section s de la conduite.

La durée de stationnement que nous avons admise

pour l'anémomètre, en chacune des stations, n'a jamais été inférieure à 6 secondes ; les auteurs qui se sont occupés de la mesure du débit d'un courant d'air, expriment l'avis que cette durée est suffisante (1).

La forme rectangulaire de l'ajutage couramment employé $\frac{1^{m},500}{0,750}$ se prêtait bien à une décomposition en carrés égaux, dont le centre correspondait à chacune des stations.

Influence des rentrées d'air.— Quelque soignée qu'on suppose la confection des joints d'une canalisation et de son assemblage avec les ajutages, d'origine et de queue, il est difficile d'échapper complètement, d'une manière absolue, à l'élément d'erreur qui résulte de légères rentrées d'air, entre les sections d'amont et d'aval, comprenant un parcours dont on veut mesurer la perte de charge. Plus particulièrement, nos grands caissons en bois, dont l'étanchéité est presque complète lorsqu'ils sont placés à l'intérieur des travaux souterrains, dans une atmosphère à température et humidité constantes, ne sont plus aussi irréprochables, à cet égard, lorsqu'on les expose, au jour, à l'action prolongée du soleil et de la pluie ; nous avons paré aux inconvénients de cette action, en les enveloppant de grandes toiles d'aérage, dont nous possédons toujours une réserve dans nos magasins.

Pour nous mettre le plus possible à l'abri des erreurs qui, du chef de ces rentrées d'air imprévues, seraient venues entacher nos essais, nous nous sommes astreint à faire, en dehors de toute autre préoccupation, au début de chaque série sur une canalisation donnée, un jaugeage simultané, dans les ajutages d'amont et d'aval

---

(1) *Bulletin* de l'Industrie minérale. *Considérations sur les Turbo-Machines*, par M. Rateau, 3e série, tome V, 1892, p. 186.

à la vitesse maxima du ventilateur, de manière à apprécier l'importance maxima des rentrées d'air. Pour les canalisations en bois, plus influencées que les conduites métalliques par les conditions du milieu dans lequel elles se trouvaient placées, nous nous déclarions satisfait lorsque les volumes d'air, accusés par les anémomètres, dans les deux sections amont et aval, ne différaient pas plus de 1 °/₀ ; on resuivait les assemblages de toutes sortes jusqu'à ce que ce résultat fût atteint.

Avec les canalisations métalliques, on obtenait facilement une concordance, presque rigoureuse, entre les volumes d'entrée et de sortie.

VII. — Mesure de la dépression

Il est utile de rappeler ici quelques notions de mécanique, pour définir avec précision ce qu'on doit entendre par différence de pression ou dépression, entre deux sections transversales d'un tuyau traversé par un gaz en mouvement.

Lorsqu'un fluide se meut dans une conduite, sa pression totale est, en chaque point de son parcours, la somme de deux termes (1) : de sa charge de tension $\frac{P}{\pi}$ et de sa charge dynamique $\frac{v^2}{2g}$ due à son état de mouvement.

Si, entre deux sections de la conduite, S et s, l'une amont, l'autre aval, la vitesse du fluide passe de v à V, et la charge de tension ou pression morte de

(1) Voir *Cours de machines de M. Haton de la Goupillière*, p. 26.

$\frac{P}{\pi}$ à $\frac{p}{\pi}$, la pression totale est, à chaque station :

$$\frac{P}{\pi} + \frac{v^2}{2g}$$

$$\frac{p}{\pi} + \frac{V^2}{2g}$$

La dépression ou différence de pression entre les deux sections H est exprimée par la relation

$$H = \frac{P - p}{\pi} + \frac{V^2 - v^2}{2g}$$

Cette définition suppose essentiellement, comme le fait remarquer M. Rateau, que « les filets du flux d'air sont parallèles entre eux et que le courant est homogène, c'est-à-dire que la vitesse est constante » dans toute la section.

On admet que si on implante dans un fluide en mouvement dans un tuyau, un tube droit normal à son axe, en munissant l'extrémité plongeante d'un disque à plan parallèle aux filets gazeux, l'indication manométrique est la mesure de la *pression morte*.

Si au lieu du tube droit, on fait usage d'un tube de Pitot, c'est-à-dire d'un tube recourbé à angle droit à sa base, présentant sa tranche dans un plan normal à la direction du courant, la pression indiquée est la *pression totale*

$$\frac{P}{\pi} + \frac{v^2}{2g}$$

Les dernières expériences faites par le distingué professeur de l'Ecole des Mines, M. Rateau et publiées par les *Annales des Mines* (livraison de mars 1898), démontrent que le tube de Pitot fournit bien la mesure de la pression dynamique, lorsque le courant fluide est parfaitement régulier.

Dans ses recherches expérimentales sur la perte de

charge dans les parcours souterrains, M. Murgue a observé la différence des pressions mortes entre les deux points d'un quelconque des parcours considérés. Cette mesure ne donne bien la différence des pressions totales, amont et aval, que si les vitesses V et v sont égales.

Cette condition se trouve remplie lorsqu'on opère sur des conduites à section absolument constante, telles que celles que nous avons eu, en général, à expérimenter.

Dans tous les essais qui vont être rapportés, nous avons mesuré la différence des *pressions totales*, au moyen de deux tubes de Pitot, disposés face au courant et placés dans l'axe de la conduite. Ici commence notre embarras : en bonne règle, il eût fallu mettre ces tubes aux points des stations, amont et aval, où régnait la *vitesse moyenne* ; nous n'avons pas eu le temps de faire ces recherches patientes : l'emploi d'un tube de Darcy aurait pu nous révéler le point correspondant à cette vitesse. Nous ne l'avons pas fait, et nous nous sommes contenté, dans chaque cas, de maintenir les tubes au centre, admettant implicitement que la pression totale était la même dans toute l'étendue de la section.

Les généralités qu'il me reste à exposer permettront de suivre la marche normalement employée pour la mesure de la dépression.

L'appareil Murgue était installé à l'extrémité amont, sur une des faces latérales du pavillon d'entrée d'air ; un abri léger protégeait le manomètre déposé sur la plaque de fonte, dressée, lourde et massive, dont il a été parlé plus haut.

Des raccords en caoutchouc, partant des tubulures des robinets hydrauliques faisaient communiquer les tubes de prise de pression amont et aval, respectivement avec le gros et le petit flacon du manomètre.

Dans nos essais sur les canalisations rectangulaires de grande section $\left(\frac{1^{m},500}{0^{m},750} \text{ et } \frac{1^{m},000}{0^{m},750}\right)$, ces tubes étaient placés à l'intérieur même des conduites ; dans les expériences sur tuyaux de faible diamètre, les tubes étaient alignés le long de la canalisation, pénétrant à son intérieur en deux points comprenant entre eux la longueur fixée pour le parcours. L'exactitude suppose que la colonne d'air en repos dans les tubes manométriques a la même température que celle de la colonne en mouvement. Nous pensons avoir obtenu ce résultat, en plaçant cette ligne de tubes dans un petit canard en bois, qui l'entourait de toutes parts.

Les deux tubes, amont et aval, se recourbaient l'un et l'autre, à angle droit, de manière à présenter, dans l'axe même de chacune des canalisations, face au courant qui venait le frapper, un ajutage formant tube de Pitot.

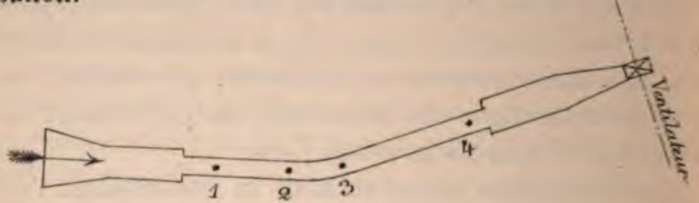
Des dispositions simples étaient adoptées pour assurer la complète fixité des tubes de prise. Suivant qu'on employait des tubes en fer creux ou des tubes de plomb, l'ajutage recourbé horizontalement face au courant était, ou assemblé à vis sur la branche verticale, ou soudé avec elle ; cet ajutage convenablement effilé à son extrémité, était constitué par un élément de tube en cuivre de $0^{m},040$ de longueur et de $0^{m},006$ de diamètre au bout.



Dans les expériences sur *tronçons rectilignes*, les tuyautages T T', partant du manomètre Murgue, allaient l'un à la station d'amont A, l'autre à la station d'aval B.

Le croquis ci-dessus représente la disposition schématique :

Dans les essais sur tronçons rectilignes distincts, raccordés par *des coudes d'ouverture variable,* les tuyautages pouvaient être disposés de manière à mesurer, à volonté, la perte de charge totale, et la perte de charge partielle de chacun des éléments de la canalisation.



Ainsi, dans le cas figuré ci-dessus, on peut, si on le désire, mesurer la dépression, entre les points 1 et 4 du parcours total, ou entre les points 2 et 3 du parcours partiel.

VIII°. — Marche des opérations

Les opérateurs, au nombre de six, sont répartis comme suit : le premier est placé près du ventilateur aspirant, pour enregistrer, à l'aide d'un tachymètre, le nombre de tours de cet appareil ; le second est perché sur le couvercle supérieur de l'ajutage d'amont, face au tableau de distribution, promenant dans la section de jaugeage, ainsi qu'on l'a expliqué, la tige de l'anénomètre qu'il embraie et débraie à distance ; le troisième manœuvre horizontalement, de gauche à droite et de droite à gauche, le tiroir qui obstrue l'échancrure supérieure de cet ajutage ; le quatrième tient en mains le chronomètre et donne les signaux au commencement et à la fin de l'expérience ; le cinquième et le sixième observent la dépression et enregistrent le nombre de tours donnés par l'anémomètre.

Toute opération d'ensemble commence par une vérification minutieuse de l'étanchéité des tuyautages de prise de pression.

La disposition imaginée par M. Murgue est fort ingénieuse : il suffit d'obstruer les extrémités libres de ces conduites, après avoir soulevé les cloches des robinets hydrauliques ; quand on les remet en place, leur abaissement détermine dans la conduite amont, de plus faible développement, une *surpression* qui se maintient rigoureusement, si tous les joints sont irréprochables.

Les postes extrêmes, amont et aval, en raison du développement parfois notable des canalisations expérimentées, sont en relation et peuvent échanger des signaux conventionnels, au moyen de sonneries électriques.

Dès que le ventilateur a pris une vitesse de régime fixée d'avance, l'observateur d'aval prévient ceux d'amont : un coup sec du timbre retentit, l'anémomètre est déclanché, promené dans les différentes stations où il stationne un nombre de secondes donné, sur le commandement du porteur du chronomètre ; pendant ce temps, on fait des lectures aussi nombreuses que possible de la dépression (au moins dix par minute).

A la fin de l'expérience, les opérateurs se forment en groupe de deux unités, lisant chacun, à tour de rôle, et le chiffre du tachymètre et le chiffre de l'anémomètre ; ce contrôle des observations, dont M. Murgue recommande vivement la pratique, est indispensable si on veut éviter les erreurs.

Je passe sous silence, en ce moment, les dispositions accessoires et de détail, appropriées à chaque cas particulier, qu'il m'eût été difficile d'incorporer dans cet exposé d'ensemble ; elles trouveront leur place dans les chapitres suivants.

CHAPITRE II

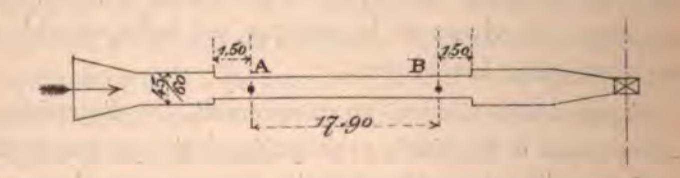
Perte de charge dans les canalisations rectilignes.

§ 1er. — Canalisations métalliques.

Nous possédions en magasin une partie des canalisations à expérimenter ; celles qui nous faisaient défaut, pour compléter la série, nous ont été aimablement prêtées par quelques-uns de nos collègues ; nous aurons soin, chemin faisant, de définir, avec netteté, la nature de la paroi.

I°. — Tuyaux circulaires de 0m,259 de diamètre intérieur

Les tuyaux expérimentés sont en tôle galvanisée, et n'ont jamais servi dans l'intérieur des travaux, leur diamètre intérieur est de 0m,259 et leur épaisseur de 0m,0025. L'assemblage se fait à emboîtement. Leurs dimensions exactes sont cotées sur la Pl. VI. Ci-dessous, la disposition schématique figurant les données de l'expérience :



L'intervalle entre les deux tubes de Pitot mesure une longueur de 17m,90. On observera, et *cette remarque*

s'applique à tous les essais qui vont suivre, que les tubes de prise de pression sont placés à une distance de *1m,50* des points d'encastrement de la canalisation dans les ajutages, afin de mesurer la pression totale dans une section où règne un courant régulier, non affecté par l'étranglement de l'embouchure.

L'ajutage d'amont est rectangulaire et a une section de 450mm/600mm, assez réduite pour que, à des vitesses faibles de circulation à travers la conduite, corresponde, pour l'anémomètre, une vitesse suffisante. Le rapport de majoration entre la section Σ de l'ajutage, et la section s de la conduite est :

$$\frac{\Sigma}{s} = 5,1248$$

On déduit la vitesse dans la conduite, de la vitesse dans la section de jaugeage, en amplifiant celle-ci dans le rapport $\frac{\Sigma}{s}$

Des expériences, au nombre de 13, ont été faites sur cette canalisation, en faisant varier progressivement la vitesse, qui a passé d'un minimum de 2m,677 à un maximum de 11m,183.

La section de jaugeage était divisée en 12 compartiments d'égale surface, au centre desquels stationnait successivement l'anémomètre pendant 8 secondes : la durée totale de l'expérience était de 96 secondes.

Le détail des observations et des calculs est consigné dans le tableau n° 1 des Annexes : nous ne donnons ci-dessous que l'ensemble des résultats numériques obtenus.

NUMÉRO D'ORDRE de l'expérience	VITESSE MOYENNE dans la conduite en mètres v	DÉPRESSION exprimée en millimètres d'eau H	COEFFICIENT de perte de charge α
1	2m6772	1mm13	0,000598
2	3,2056	1,46	0,000538
3	4,1562	2,33	0,000510
4	4,6322	2,72	0,000480
5	5,7414	3,91	0,000449
6	6,7456	5,49	0,000456
7	7,7495	7,09	0,000447
8	9,3874	10,04	0,000430
9	9,8629	11,63	0,000421
10	10,0743	11,53	0,000429
11	10,1930	12,11	0,000441
12	10,6555	13,15	0,000437
13	11,1838	14,30	0,000432

La moyenne de toutes les valeurs de α, entre les limites de vitesses renfermées ci-dessus s'élève à :

$$\alpha = 0{,}0004636$$

Le coefficient α calculé, en *supposant exacte* la formule qui lie la perte de charge, au périmètre, à la section, à la vitesse :

$$h = \alpha \frac{\mathrm{L}\,p\,v^2}{s}$$

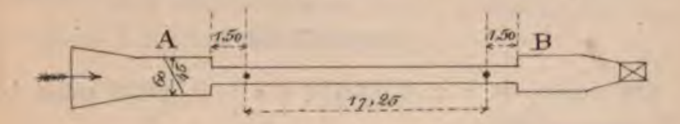
prend des valeurs décroissantes, au fur à mesure que la vitesse augmente. Pour des vitesses échelonnées, depuis 5 mètres jusqu'à 11 mètres, on pourrait prendre pour coefficient α, la valeur moyenne :

$$\alpha = 0{,}0004335$$

II°. — Tuyaux circulaires de 0^m,338, en tole galvanisée

Comme les précédents, ces tuyaux n'avaient jamais été employés dans la mine ; leur diamètre intérieur était de 0^m,338, leur épaisseur de 0^m,003.

La disposition d'ensemble est représentée ci-dessous :



L'ajutage d'amont a les mêmes dimensions que pour les tuyaux de 0^m,259 : la longueur de conduite soumise aux essais mesure un développement de 17^m25 entre les deux tubes de prise. La section S du tuyau est de 0^m²,089727. Le rapport de majoration :

$$\frac{\Sigma}{S} = 3,00913$$

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
14	2^m5958	0^mm539	0,00041260
15	3,8367	1,151	0,00040374
16	5,2949	1,757	0,00032278
17	6,5979	3,013	0,00035651
18	7,4045	3,365	0,00031653
19	8,6764	4,840	0,00033159
20	9,4831	5,925	0,00033982
21	9,9263	5,999	0,00032932
22	10,8480	6,995	0,00030704
23	11,6850	7,939	0,00030000
24	12,7406	9,691	0,00030810
25	13,5680	11,110	0,00031140
26	14,6642	12,753	0,00030600

Nous observerons que les causes d'erreur s'atténuent notablement, au fur et à mesure que ce coefficient $\frac{\Sigma}{S}$ s'abaisse.

Treize expériences ont été faites sur cette conduite : la vitesse qu'on a pu y entretenir a progressivement varié depuis $2^m,595$ jusqu'à un maximum de $14^m,664$.

La moyenne des 13 valeurs du coefficient α s'élève à :

$$\alpha = 0,00033428$$

On passe de $\alpha = 0,000412$ à $\alpha = 0,00030$ pour les vitesses extrêmes.

La perte de charge est notablement plus faible que celle de la conduite précédente : à égalité rigoureuse de la nature de la paroi, puisqu'il s'agit de tôles galvanisées neuves, le coefficient α est pour la conduite de 0,338 de diamètre, inférieur de 27,9 °/₀ à celui du tuyau de $0^m,259$. L'influence du diamètre sur la résistance au mouvement de l'air peut être nettement appréciée pour cette donnée numérique.

III°. — Tuyaux circulaires de $0^m,450$ de diamètre en tole non galvanisée

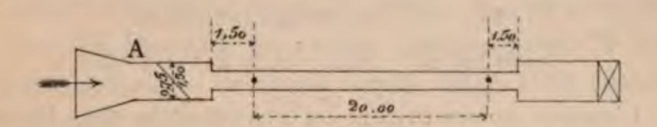
Nous disposions, dans notre magasin, d'un petit lot de tuyaux de cette dimension, fortement rouillés à l'intérieur et à l'extérieur, et à assemblage très précaire. Les essais que nous avons opérés sur ce type nous ont fourni des résultats manifestement erronés.

La valeur trouvée pour le coefficient α était égale à :

$$\alpha = 0,000394$$

Peu confiant en cette donnée qui s'éloignait considérablement, vu le diamètre de la conduite, du coefficient calculé pour les tuyaux qui encadraient ce type dans la

série générale, nous avons recommencé nos expériences sur un tronçon de même diamètre, en tôle lisse non galvanisée, non goudronnée, sans félures ni bosses, dont nous avons pu nous procurer les éléments. La façon dont les assemblages étaient exécutés était irréprochable ; les rentrées d'air n'étaient pas à craindre ; les résultats que nous avons obtenus sont, dans cette seconde série d'expériences, assez différents de ceux que nous avait fournis la première.



La longueur de la conduite expérimentée a 20 mètres.

L'ajutage d'amont est constitué par un élément de caissons rectangulaires, en bois, de $\frac{1^m,500}{0^m,750}$

La section S de la conduite est de

$$S = 0^{m^2},15904$$

Le rapport de majoration de la vitesse mesurée

$$\frac{\Sigma}{S} = 6,924$$

Nous n'avons fait, sur ce type, que 4 expériences à des vitesses graduellement croissantes :

NUMÉROS D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
27	8^m016	$3^{mm}149$	0,000315
28	10,282	5,149	0,000313
29	13,214	8,395	0,000309
30	15,357	11,817	0,000306

Notre nombre d'essais est limité et ne s'étend pas aux basses vitesses, parce que l'ajutage dont nous nous sommes servi dans cette série (année 1897) était de section trop grande et ne permettait pas de jauger sûrement un courant d'air d'intensité trop faible.

La valeur moyenne de α, résultant des expériences précédentes, est :

$$\alpha = 0{,}000310$$

IV. — Tuyaux elliptiques.

Grand axe $= 0^m{,}600$. — Petit axe $= 0^m{,}350$.

L'emploi de ces tuyaux est très répandu dans les travaux souterrains des mines du bassin de la Loire.

Les détails de leur construction sont représentés sur la Pl. VI. Le grand axe de l'ellipse a $0^m{,}600$, le petit axe $0^m{,}350$; l'épaisseur de la tôle constituant le tuyau est de 3 millimètres ; celle dont on se sert généralement n'est pas galvanisée, à tort selon nous. La longueur de chaque élément est de 4 mètres ; chaque extrémité porte une bride d'assemblage percée de trous suffisamment rapprochés. Le joint, qu'on peut exécuter très soigneusement, est fait au moyen d'une rondelle métallique, mince, entourée de filasse de chanvre goudronnée, interposée entre les deux brides et serrée à refus. Des oreilles, rivées sur la tôle et sur les brides, permettent la fixation d'une colonne de ces tuyaux le long des parois verticales d'un puits, par exemple.

Le poids, par mètre courant, d'une semblable canalisation est de 50 kilos.

A première vue, le profil elliptique ne semble pas très logique ; le tuyau circulaire de même section utile, formé de tôle de même épaisseur, est moins pesant. Il convient d'observer cependant qu'il présente, suivant une de ses dimensions, un degré d'encombrement

moindre que le tuyau circulaire de section identique : le petit axe de la conduite elliptique a *0ᵐ,350* ; le diamètre du cercle équivalent est de *0ᵐ,458* (1). Cette considération d'un encombrement plus faible peut avoir une certaine importance, si une ou plusieurs colonnes de tuyaux elliptiques sont alignées verticalement dans un puits étroit ou dans une galerie en traçage de section réduite.

En admettant pour le tuyau elliptique et pour le tuyau circulaire une même rugosité de paroi, à section S utile égale, les hauteurs de charge correspondant à une vitesse moyenne identique seront entre elles comme les périmètres p et p'.

$$\frac{p}{p'} = 1,0365$$

Le tuyau elliptique présenterait donc (nous raisonnons en admettant exacte la formule $h = \alpha \frac{\mathrm{L}\, p\, v^2}{\mathrm{S}}$) une résistance au mouvement de l'air supérieure de 3,65 °/₀ à celle du tuyau circulaire.

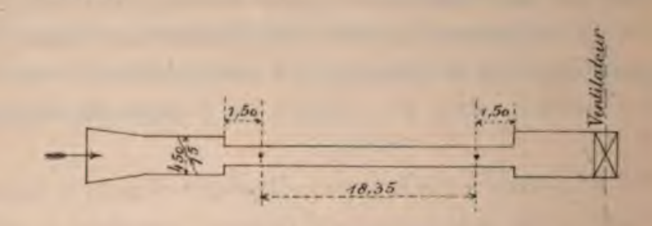
Les expériences que nous avons faites sur ce type de canalisation sont nombreuses et constituent deux groupes distincts : le premier se rapporte à une conduite en tôle, non galvanisée, non bosselée, fraîchement enduite, intérieurement et extérieurement, d'une couche de goudron ; le second a trait à une conduite, récemment sortie des travaux qu'elle avait servi à aérer, légèrement déformée par place et recouverte intérieurement d'une pellicule très légère de poussière de charbon.

---

(1) Pour une section de 0ᵐ,165, le poids du tuyau circulaire est de *33ᵏ,670* par mètre; celui du tuyau elliptique est de *34ᵏ,920*.

A. — *Premier groupe.*

La disposition générale est représentée par le croquis ci-dessous :



Cette série d'essais s'effectue sous la remise qui abrite nos locomotives de service ; le moteur du ventilateur aspirant Mortier reçoit sa vapeur de la locomobile installée à cet effet.

Le tronçon expérimenté mesure, entre tubes, une longueur exacte de 18^{m},350.

Le tableau suivant donne les valeurs du coefficient α pour des vitesses comprises entre 1^{m},976 et 14^{m},385 :

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
31	1^{m}976	0^{mm}214	0,00034519
32	3,262	0,581	0,00034372
33	4,207	0,985	0,00035046
34	5,259	1,440	0,00032790
35	6,322	2,033	0,00032021
36	7,515	2,793	0,00031168
37	8,325	3,442	0,00031228
38	8,842	3,777	0,00030445
39	10,260	5,008	0,00030705
40	10,935	6,027	0,00031772
41	12,555	7,552	0,00030223
42	13,680	8,636	0,00029107
43	14,385	9,628	0,00029344

La section de jaugeage est rectangulaire $\left(\frac{0^m,450}{0^m,750}\right)$ sa surface est à celle de la conduite elliptique dans le rapport de 2,0454,

$$\frac{\Sigma}{S} = 2,0454$$

elle est divisée en 15 carrés, au centre desquels passe successivement l'anémomètre ; la durée totale d'une expérience est de 90 secondes.

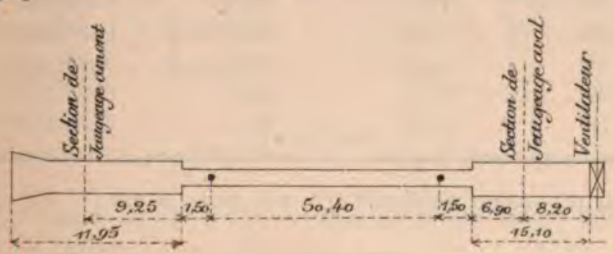
Le coefficient α, calculé en admettant la loi de la proportionnalité de la perte de charge au carré de la vitesse, passe de 0,000345, pour une vitesse voisine de 2 mètres, à 0,000290 pour une vitesse un peu supérieure à 14 mètres ; la moyenne de tous ces essais est :

$$\alpha = 0,00031693$$

La résistance est moindre que pour le tuyau de $0^m,338$ de diamètre, et presque égale à celle du tuyau de $0^m,450$; il convient toutefois d'observer que la nature des parois n'est pas absolument identique entre ces trois types.

B. — *Deuxième groupe.*

Le croquis ci-dessous représente la disposition générale :



La longueur de conduite alignée a pu mesurer un développement beaucoup plus important ; on a ainsi la

possibilité d'entretenir des dépressions relativement élevées, même pour la circulation de courants animés de faibles vitesses ; par contre, on multiplie les joints, et il devient fort important de bien soigner la confection des assemblages.

Des jaugeages exécutés aux stations amont et aval ont permis de vérifier la parfaite étanchéité de la conduite.

La section du jaugeage est rectangulaire $\frac{1^{m},500}{0,750}$ et divisée en 18 carrés égaux. La série commence par un jaugeage complet, aux 18 points, avec stationnement d'une minute à chacun des points : dans les expériences suivantes, on se borne à promener l'anémomètre aux stations numérotées, 7, *8*, *9* ; la durée totale du jaugeage est de 3 minutes.

+1	+2	+3
+6	+5	+4
+7	+8	+9
+12	+11	+10
+13	+14	+15
+18	+17	+16

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
44	$4^{m}366$	$2^{mm}762$	0,0003322
45	6,373	6,248	0,0003352
46	6,679	6,523	0,0003352
47	9,386	12,882	0,0003351
48	9,431	12,967	0,0003343
49	11,635	19,691	0,0003334
50	14,185	28,443	0,0003242

La moyenne générale trouvée pour α est :

$$\alpha = 0,0003328.$$

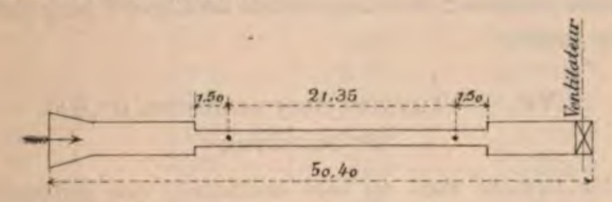
Cette valeur est légèrement supérieure à celle du premier groupe. Nous estimons qu'elle caractérise

bien la résistance d'une colonne de tuyaux elliptiques en service courant; la précédente s'applique à une canalisation presque neuve; la nature de la paroi qui se modifie, après un séjour prolongé dans la mine, fait augmenter le coefficient moyen α de 5 %.

V°. — Tuyaux circulaires de 0m,600 de diamètre

Ces tuyaux sont employés assez couramment aux mines de la Chazotte, pour l'aérage des travaux préparatoires. Le Directeur de cette Société a eu la complaisance d'en mettre quelques tronçons à ma disposition. La conduite qui a été expérimentée était neuve, en tôle.

Les dispositions d'ensemble de l'expérience sont représentées ci-dessous :



La longueur essayée mesure un développement de $21^m,35$; elle est enchâssée, à chaque extrémité, dans les ajutages en bois qui ont servi pour l'exécution des expériences précédentes. Le rapport de la section de jaugeage à la section de la conduite.

$$\frac{\Sigma}{S} = 3,890.$$

On jauge le courant, comme pour les essais sur les tuyaux elliptiques.

Au total cinq expériences, résumées dans le tableau suivant :

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
51	9m618	2mm866	0,0002277
52	12,384	4,840	0,0002341
53	16,260	8,119	0,0002255
54	17,056	8,919	0,0002255
55	19,419	11,318	0,0002211

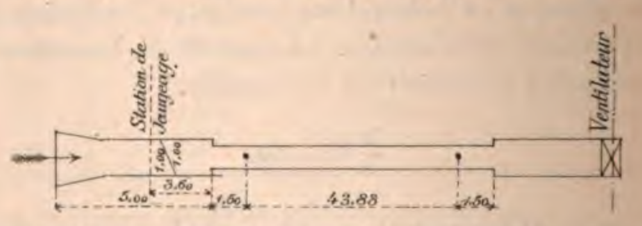
La moyenne de ces valeurs donne pour le coefficient α le chiffre suivant

$$\alpha = 0,0002267.$$

Malheureusement, étant donnée la faible longueur que nous avons pu posséder, nous n'avons pas eu le moyen d'étendre nos déterminations de α à la série des petites vitesses : nous regrettons de n'avoir pu combler cette lacune.

VI°. — Tuyaux circulaires de 0m,900 de diamètre

Ces tuyaux sont en tôle ordinaire, non galvanisée, non enduite de minium ; ils ont 6m,49 de longueur, et sont assemblés au moyen de brides. Cette conduite nous a été prêtée pendant quelques jours par la maison



Broyet qui a construit une grande longueur de tuyaux semblables pour une canalisation d'eau.

Nous avons pu expérimenter sur un tronçon important égal à 43m,880.

La section de jaugeage est placée à 3^{m},60 de l'embouchure de la canalisation ; elle a la forme d'un carré de un mètre de côté, divisé en 16 parties égales, au centre desquelles l'anémomètre reste six secondes ; la durée totale de l'essai est, par suite, de 96 secondes. Le rapport de majoration :

$$\frac{\Sigma}{S} = 1,5719.$$

Le tableau ci-dessous résume les résultats des observations et des calculs.

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
56	2^{m}900	0^{mm}359	0,0002291
57	3,000	0,355	0,0002196
58	3,323	0,467	0,0002261
59	3,819	0,561	0,0002067
60	4,612	0,899	0,0002263
61	5,116	1,076	0,0002200
62	5,732	1,303	0,0002122
63	6,410	1,699	0,0002212
64	6,736	1,903	0,0002244
65	7,304	2,141	0,0002144
66	8,079	2,696	0,0002211
67	8,487	2,991	0,0002221
68	8,876	3,342	0,0002271
69	9.767	3,784	0,0002123
70	10,091	4,328	0,0002282
71	11,079	4,985	0,0002181
72	11,096	4,798	0,0002093
73	11,841	5,806	0,0002223

Grâce à la longueur importante du tronçon expérimenté, nous avons pu faire de nombreuses observations, régulièrement échelonnées, et déterminer α pour des vitesses variant de 2^{m},900 à 11^{m},841.

La moyenne générale est :

$$\alpha = 0,0002200.$$

C'est à peu de chose près le chiffre que nous avons obtenu pour les tuyaux de 0m,600 ; à partir d'un certain diamètre, le coefficient α, calculé d'après la formule $h = \alpha \frac{Lpv^2}{S}$, ne dépend guère plus que de la nature de la paroi.

VIIº. — Tuyaux circulaires de 1m,000 de diamètre

Nous avons pris la conduite essayée dans nos magasins : nous employons ce type de canalisation, à grande section, pour des ouvrages spéciaux, exigeant l'arrivée à fronts d'un volume d'air important. Ces tuyaux sont en tôle ordinaire de 0m,002 d'épaisseur, de 2 mètres de longueur, et assemblés au moyen de brides à cornières rivées sur la tôle. Le joint se fait au moyen d'un bourrelet de caoutchouc de 0m,010 de diamètre interposé entre les brides et écrasé fortement par le serrage à bloc des boulons. La tôle est recouverte, intérieurement et extérieurement, d'une couche de minium qui la préserve de l'oxydation. Le poids par mètre d'une semblable canalisation est de 106 kilos, son prix est de 38 francs.



La conduite que nous avons essayée était neuve et peinte au minium.

Les ajutages A et B sont les mêmes que ceux qui

ont servi pour les essais sur tuyaux de $0^m,900$. On raccorde la section carrée de la section de jaugeage A, au corps du tube, de diamètre égal au côté du carré, par de petites lattes, formant pavillon aux angles *a*, *b*, *c*, *d*.



La longueur essayée ne mesure que $18^m,630$ de développement.

Le rapport de majoration :

$$\frac{\Sigma}{S} = 1,2732.$$

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
74	4^m367	$0^{mm}265$	0,0002000
75	4,609	0,266	0,0001932
76	5,470	0,451	0,0002177
77	5,875	0,464	0,0001932
78	7,881	0,881	0,0002046
79	8,023	0,925	0,0002068
80	8,774	1,063	0,0001938
81	10,418	1,562	0,0002068

La valeur moyenne donnée par cet ensemble d'essais est :

$$\alpha = 0,0002020.$$

VIII°. — Récapitulation

Nous condensons l'ensemble des résultats obtenus pour toutes les canalisations métalliques expérimentées, afin de mieux embrasser les différences, d'un type à l'autre, et de rendre la comparaison plus simple :

DIMENSIONS DE LA CONDUITE		NATURE DE LA PAROI	VALEUR MOYENNE de α
Tuyaux circulaires de	0m259	Tôle galvanisée neuve	0,0004636
d°	0,338	d°	0,0003342
d°	0,450	Tôle brute neuve	0,0003100
Tuyaux elliptiques...	$\frac{0,600}{0,350}$	Tôle lisse goudronnée	0,0003169
d°		Tôle bosselée, enduite de poussière de charbon	0,0003328
Tuyaux circulaires de	0,600	Tôle lisse neuve	0,0002267
d°	0,900	Tôle brute neuve	0,0002200
d°	1,000	Tôle neuve enduite de minium	0,0002020

§ 2me — Canalisations rectangulaires en bois

La section intérieure des trois types A, B, C, sur lesquels nous avons expérimenté, est représentée par les croquis ci-dessous :



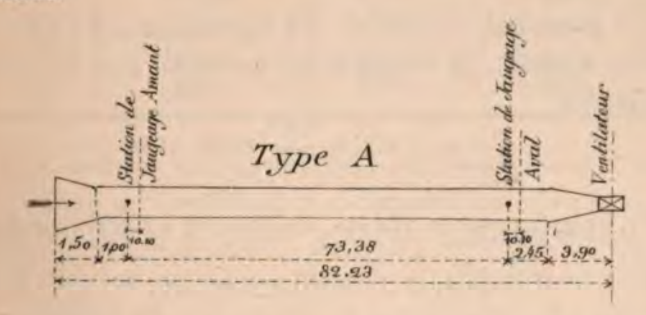
Les deux premiers dont la construction sera décrite en détail plus loin (2e partie), sont couramment employés dans les mines de notre Société depuis cinq années, pour l'aérage de travaux d'aménagement comportant de longs cheminements d'air. Le troisième est la reproduction du modèle de caisson *métallique* adopté par la Compagnie des mines d'Anzin, dès l'année 1886.

Les éléments des types A et B, avec lesquels nous avons constitué les canalisations soumises aux essais, avaient leurs parois intérieures toutes saupoudrées de la poussière impalpable de charbon ténu, entraînée par le courant d'air qui les traverse, et fixée, de proche en proche, sur le bois par l'enduit de goudron qu'on lui applique pour le conserver ; la rugosité de la canalisation dont on a mesuré la perte de charge était donc comparable à celle que présentent ces caissons en bois, après un service prolongé à l'intérieur des travaux : le coefficient α ainsi déterminé est la constante pratique qu'il faut faire intervenir dans les calculs.

Le type C a été spécialement construit en vue des essais, pour compléter la série des recherches expérimentales : les parois internes n'ayant pas séjourné dans le milieu poussiéreux de la mine, étaient parfaitement lisses

1° Type A $\left(\frac{1^m,500}{0^m,750}\right)$

Ce type a fait l'objet de six expériences : la disposition générale de la canalisation, de ses ajutages amont et aval, du ventilateur Rateau aspirant, est figurée ci-dessous.



Nous avons donné au parcours une longueur relativement considérable, parce que nous étions certain

d'avance que la perte de charge à mesurer, correspondante aux vitesses de courant que le ventilateur Rateau était susceptible d'engendrer, serait très faible.

Les ajutages amont et aval ne sont que la continuation de la canalisation proprement dite, dont ils ont les dimensions.

La pression d'amont est prise à $2^m,500$ de l'entrée de l'air dans le pavillon.

Un essai préliminaire a eu pour objet la vérification du degré d'étanchéité présentée par la canalisation, parcourue par le courant d'intensité maxima.

Deux tableaux de distribution, installés l'un sur l'ajutage d'amont en A, l'autre sur l'ajutage d'aval en B, ont servi à repérer les dix-huit positions successives que nous avons fait occuper, dans chaque section, à chacun des anémomètres. La durée du stationnement de l'appareil, en chacun des points, a été de 60 secondes.

Il est intéressant de consigner ci-dessous les résultats donnés par ces jaugeages :

AMONT Anémomètre A		AVAL Anémomètre B	
Section de jaugeage.	$1^{m^2},100$	Section de jaugeage.	$1^{m^2},116$
Vitesse moyenne...	2,9516	Vitesse moyenne...	2,969

Si la section d'aval eût été rigoureusement égale à celle d'amont, la vitesse mesurée aurait pris la valeur suivante :

$$V_{aval} = 2,969 \times \frac{1,116}{1,100} = 3^m,0129.$$

L'exagération de vitesse, de l'amont à l'aval, est donc de :

$$3^m,0129 - 2^m,9516 = 0^m,0613$$

ou, d'un peu plus de 2 %.

Nous avons admis, en présence d'un résultat aussi

satisfaisant, que nous pouvions introduire dans nos calculs, sans aucune correction, la valeur v trouvée par le jaugeage opéré dans la section d'amont.

Nous avons, suivant la méthode formulée par M. Murgue, tracé pour les deux sections extrêmes, A et B, les courbes d'égale vitesse. Ces courbes indiquent nettement que, malgré l'alignement parfaitement rectiligne de la canalisation, malgré la constance presque absolue de la section transversale, les filets de la veine d'air s'orientent de manière assez inégale dans les sections terminales; l'hypothèse du mouvement par filets parallèles ne semble donc pas justifiée ; le courant est loin de présenter l'homogénéité théorique.

Dans les essais suivants (n°s 82.....86), on a mesuré à la fois le volume d'air et la perte de charge. On n'a pu, avec le ventilateur Rateau, dépasser la vitesse de 3^{m},613 et descendre au-dessous du minimum de 1^{m}530, pour lequel la dépression observée était bien faible.

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
82	1^{m}5300	0^{mm}169	0,000264
83	2,3416	0,328	0,000218
84	3,2710	0,747	0,000254
85	3,3940	0,793	0,000251
86	3,6130	0,827	0,000231

Une certaine incertitude plane sur l'expérience n° 83, qui donne un coefficient notablement moins élevé que les suivantes et qui paraît avoir été entachée d'erreur. Si néanmoins, on ne l'exclut pas, pour établir la moyenne des chiffres trouvés, on a pour le coefficient de perte de charge la valeur :

$$\alpha = 0,0002436.$$

Nous présenterons deux remarques :

1° La caractéristique qu'a déterminée M. Murgue pour des galeries de mines *voûtées*, rectilignes est :

$$\alpha = 0{,}00033 \text{ (section normale de } 4^{m^2}{,}00).$$
$$\alpha = 0{,}00055 \text{ (petite section de } 2^{m^2}{,}30).$$

La comparaison de ce coefficient à celui qui s'applique à nos grands caissons en bois démontre que, malgré la faiblesse relative de leur section, ils sont environ 30 °/₀ moins résistants au mouvement de l'air qu'une galerie muraillée ; la raison en est fournie par la construction même de cette canalisation, composée d'un assemblage de planches *bouvetées*, *rabotées*, ne présentant point d'autre saillie que celles qu'entraîne le dépôt des poussières de charbon adhérentes aux parois ; si parfaite que soit une maçonnerie, si elle est composée d'assises de pierres grossièrement taillées, ou même de briques, les aspérités des joints déterminent, à coup sûr, une rugosité plus grande.

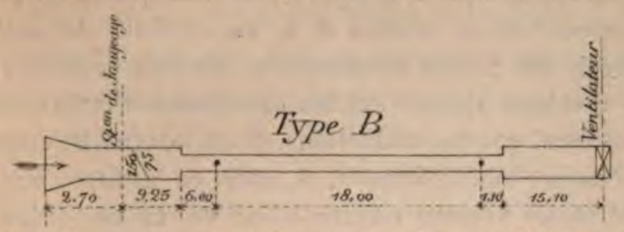
2° Tout le secret de l'étanchéité remarquable de ce genre de canalisation, judicieusement construit et soigneusement installé, réside dans l'exiguïté du coefficient de perte de charge ; de deux conduites, d'égale longueur, ayant un orifice de perte identique, celle qui, pour un courant d'intensité déterminé, donnera naissance au minimun de rentrée d'air, sera celle qui absorbera la dépression la plus faible, entre les points extrêmes du parcours.

2° Type B $\left(\frac{1^m{,}000}{0{,}750}\right)$

Ce type a comporté 4 expériences (n°s 87... 90) à vitesses variables :

Les ajutages, amont et aval, sont retangulaires $\left(\frac{1^m{,}500}{0{,}750}\right)$. Le ventilateur est le ventilateur diamétral

Mortier, qui nous a permis d'engendrer des vitesses sensiblement plus fortes que dans les essais précédents



et de nous contenter d'un tronçon de canalisation de 18 mètres.

La station de jaugeage est placée, dans l'ajutage d'amont, à une distance de l'embouchure du caisson, telle que les veines fluides ne sont encore nullement infléchies pour pénétrer dans la section rétrécie de la conduite soumise à l'essai.

L'écoulement s'opère à travers toute la section A d'une manière régulière.

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
87	4m8939	0mm453	0,0002363
88	7,2620	1,142	0,0002712
89	8,6216	1,611	0,0002722
90	10,0141	2,158	0,0002696

Les trois dernières expériences donnent une valeur qui est presque rigoureusement constante ; la première a pu être influencée par la valeur très faible de la dépression observée.

La moyenne générale conduit au chiffre :

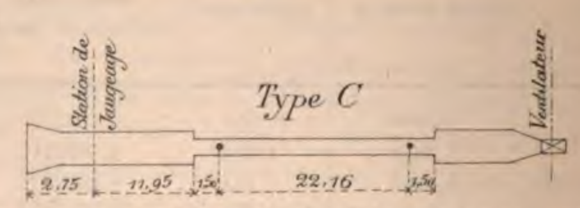
$$\alpha = 0,0002624.$$

Si on met en parallèle les valeurs du coefficient α pour les deux types *A et B*, on voit qu'à égalité de

rugosité des parois, dans deux tronçons bien rectilignes, la caractéristique α semble s'accroître quand on passe d'un conduit de section S à un conduit de section plus étroite ; cette conclusion a été déjà prouvée par les résultats obtenus sur les canalisations métalliques. Il est vrai que les déductions, pour le type B, eussent été encore mieux étayées, si, pour ce groupe, on eût réalisé des vitesses de circulation de même ordre de grandeur que pour le type A. Toutefois, on est autorisé à conclure de cette comparaison que la loi des *petites sections* définie par M. Murgue est exacte (1) ; toutes choses restant constantes, le coefficient α parait augmenter à mesure que la section diminue.

3° Type C $\left(\frac{0^m,570}{0,450}\right)$

Ce type a fait l'objet de 4 expériences : la disposition d'ensemble est représentée ci-dessous :



La longueur de la canalisation comprise entre les tubes de prise de pression est de $22^m,160$.

NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE v	DÉPRESSION H	COEFFICIENT de perte de charge α
91	5^m214	$1^{mm}495$	0,0003310
92	12,116	5,597	0,0002297
93	14,240	8,320	0,0002472
94	18,940	12,830	0,0002152

(1) *Bulletin* de l'Industrie Minérale, tome VII, 1re livraison, 1893.

La moyenne générale donne pour α, la valeur :

$$\alpha = 0,0002558.$$

Ce chiffre est inférieur à celui trouvé pour le type B ; cela s'explique, parce que la nature de la paroi n'est pas comparable : les canalisations A et B avaient été employées dans la mine, et leur surface était, comme il a été expliqué plus haut, plus ou moins saupoudrée de poussière ; la canalisation C était neuve.

D'autre part, nos observations ont spécialement porté sur des vitesses élevées.

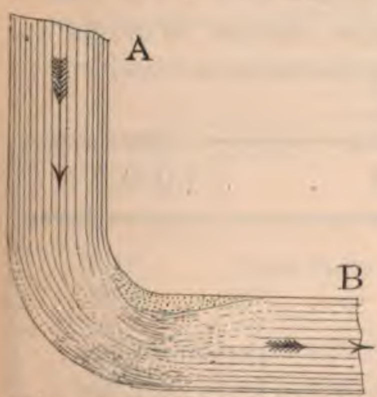
CHAPITRE III.

Perte de charge dans les canalisations curvilignes.

§ 1er. — Canalisations curvilignes à coudes arrondis

A. — Théorie de la perte de charge due au coude

On admet que lorsqu'un fluide s'écoule dans une conduite rectiligne et change de direction en s'engageant dans un raccord *arrondi*, les filets ont tendance à conserver leur mouvement rectiligne, et à s'écarter de la paroi concave de la courbe ; la section d'écoulement se trouve ainsi réduite dans une certaine proportion ; cette diminution de section, jointe



aux remous et tourbillonnements auxquels donne naissance la courbe, entraîne une perte de charge, qu'on suppose être proportionnelle au carré de la vitesse moyenne. Ces hypothèses sont basées sur des expériences fort peu nombreuses : leur bien fondé méritait une vérification, sur laquelle les essais que nous avons entrepris sont de nature à jeter quelque clarté.

1° Nous avons opéré sur des tronçons rectilignes de tuyaux de diverses dimensions raccordés entre eux par des coudes arrondis, dont l'angle au centre était variable. En expérimentant de semblables canalisations curvilignes, il est possible de chercher la relation qui lie les pertes de charge observées aux vitesses progressivement croissantes qu'on peut engendrer. En reprenant le procédé graphique indiqué par M. Murgue, on a partant de la formule monôme :

$$h = cv^x$$
$$\log. h = \log. c + x \log. v$$

c'est l'équation d'une droite qu'on peut construire en introduisant dans la formule les valeurs successives de la dépression h observée, pour une canalisation curviligne parcourue par un courant d'air animé de vitesses variables v. Les graphiques obtenus, au moyen des données expérimentales, fournissent pour le coefficient x les valeurs suivantes :

DÉSIGNATION	VALEUR de x
Canalisation elliptique avec coude de 90°	1,860
— — 75°	2,000
— — 45°	2,000
— — 15°	1,912
— — 30°	1,950
— — 60°	1,823

La moyenne de ces six valeurs est :

$$x = 1,920$$

c'est-à-dire la même que celle qu'on trouve pour les canalisations rectilignes.

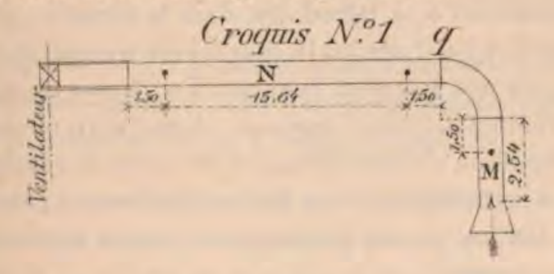
Conclusion. — La loi qui lie la vitesse à la perte de charge est indépendante des changements de direction que peut subir un courant gazeux circulant dans une conduite : pour la canalisation rectiligne, comme pour la canalisation curviligne, la perte de charge est proportionnelle à une puissance de la vitesse, voisine de 2 : de sorte qu'on peut écrire :

$$h = cv^{1,920}$$

La première hypothèse, admise jusqu'ici, est donc contrôlée et reconnue exacte par les expériences que nous avons faites.

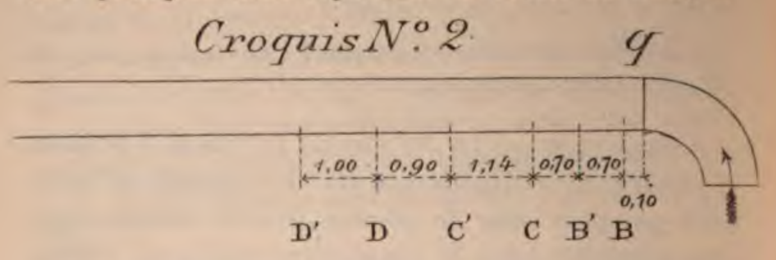
II°. — Nous avons cherché à vérifier si cette perte de charge dont la loi vient d'être énoncée avait pour cause le reflux des filets fluides vers la partie convexe du coude arrondi, et si réellement il y avait, au passage du coude, une diminution de la section d'écoulement.

Le croquis suivant figure la disposition schématique de la canalisation curviligne expérimentée :



La conduite a 1 mètre de diamètre ; un coude arrondi à 90° (voir PL. VI) raccorde deux tronçons rectilignes

M et N. Au voisinage de l'extrémité du coude, des trous sont pratiqués dans l'épaisseur de la tôle du tronçon



rectiligne N, aux points B, B', C, C', D, D', dont l'écartement relatif est coté sur le croquis n° 2.

Dans chacun de ces trous, on enfonce progressivement, et horizontalement, de la paroi *concave* à la paroi *convexe*, un tube de *Darcy*, dont je rappelle le principe.

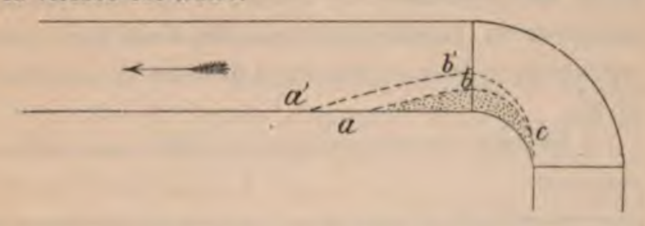
Il se compose de deux tubes dont l'un porte un écran biseauté, à tranche parallèle à l'axe longitudinal de la conduite, et dont l'autre est recourbé à angle droit, et présente sa face normalement à la direction du courant : les tubes sont respectivement raccordés au gros et au petit flacon du manomètre Murgue. M. Rateau a démontré (1) que l'indication manométrique h est :

$$h = a\frac{v^2}{2g}$$

le coefficient a, à introduire dans la formule, pouvant varier de 1 à 2. Lorsque le courant est irrégulier, et c'est le cas de nos mesures, la valeur h ne donne qu'approximativement la vitesse moyenne. Aussi, n'avons-nous pas la prétention d'avoir obtenu, de la sorte, la valeur absolue de cette vitesse, nous avons simplement pensé pouvoir déduire de nos lectures, une valeur approchée de cette vitesse.

(1) *Annales des Mines*, mars 1898.

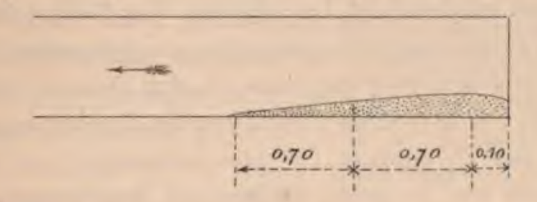
Or, si pour un débit déterminé du courant, on enfonce progressivement le tube de Darcy, on constate que dans le voisinage du coude il existe une zone *a*, *b*, *c*, dans laquelle l'indication manométrique est nulle, c'est-à-dire la vitesse est nulle.



On trouve en outre que, pour des vitesses de courant progressivement croissantes, la courbe *a b c* se tend davantage et prend la forme *a' b' c'*.

A titre d'indication, nous donnons la courbe de vitesse nulle, dans un plan horizontal passant par l'axe longitudinal de la conduite.

La vitesse moyenne dans les tronçons rectilignes, amont et aval du coude, étant de $5^m,06$, la courbe de vitesse zéro est représentée par le croquis ci-dessous :



Conclusion. — La perte de charge produite par un coude arrondi est donc bien due au retrécissement de la section d'écoulement à la sortie du coude.

III°. — Le courant reprend son homogénéité à une distance de la section terminale du coude, qui est une fonction de la vitesse de circulation du fluide.

Pour des volumes d'air différents, circulant dans la conduite, la répartition des vitesses dans un plan

médian horizontal, de la concavité à la convexité, au ras de chacune des stations B, B′, C′, D, D′, est très variable.

Si nous considérons la station extrême D', située à $4^m,54$ de l'extrémité du coude, il est intéressant de comparer la vitesse moyenne de l'air aux vitesses régnant près de la concavité et près de la convexité du tuyau.

Le tableau suivant renferme les éléments de la comparaison :

VITESSE MOYENNE DE L'AIR v	Vitesse de l'air A 0^m06 DE LA concavité v_0	RAPPORT A LA VITESSE MOYENNE $\frac{v_0}{v}$	Vitesse de l'air A 0^m15 DE LA convexité v_1	RAPPORT A LA VITESSE MOYENNE $\frac{v_1}{v}$
5^m790	4^m933	85 °/₀	6^m019	103,9 °/₀
6,262	5,260	84	6,540	104,4
8,174	6.680	81,7	8,750	107,1

Ainsi, comme nous l'avons annoncé, l'écart entre la vitesse moyenne et les vitesses des filets voisins des parois concaves et convexes va en s'accentuant d'autant plus que la vitesse moyenne est plus élevée ; autrement dit, le coude trouble l'homogénéité du courant d'autant plus que ce courant est plus intense ; il y a ralentissement sur la paroi concave et accélération sur la paroi convexe.

Cette expérience comporte une *conclusion pratique à retenir :* elle démontre, en en faisant saisir l'importance, le trouble qu'apporte un changement de direction dans la répartition d'un courant fluide et la cause capitale d'erreurs qu'elle peut engendrer ; pour mesurer le volume d'air circulant dans une galerie, il faut toujours avoir soin d'établir la station de jaugeage en un point suffisamment éloigné de tout coude, si on ne

veut pas être exposé à trouver des valeurs absolument erronées pour la vitesse moyenne.

B. — Expériences sur les coudes arrondis

Méthode générale d'expérimentation.

Nous avons opéré des mesures de perte de charge sur des coudes de tuyaux elliptiques dont le rayon de courbure était uniformément égal à $0^m,750$ et dont les angles au centre avaient respectivement pour valeurs :

$$\gamma = 15^\circ — 30^\circ — 45^\circ — 60^\circ — 75^\circ — 90^\circ$$

Les coudes de 15° — 45° — 75° — 90° existaient en provision dans notre magasin et étaient constitués d'une seule pièce ; pour réaliser les angles de 30° et 60°, nous avons assemblé, deux à deux, des éléments qui étaient respectivement à angle de :

$$15^\circ + 15^\circ = 30^\circ$$
$$15^\circ + 45^\circ = 60^\circ$$

La première série présentait, par sa construction même, une courbure continue ; la seconde série offrait une forme intermédiaire entre celle du coude arrondi proprement dit et celle du coude brusque. Dans l'analyse des résultats de nos essais, nous sommes, de ce chef, conduit à faire une distinction, qui a son importance, entre la première et la seconde espèce de coudes.

Tous ces coudes se trouvaient enchâssés entre deux tronçons rectilignes d'inégale importance : le tronçon amont, compté à partir du tube de prise de pression mesurant une longueur d'environ 3 mètres ; le tronçon aval, raccordé avec le ventilateur présentant un développement total d'environ 17 mètres.

Les longueurs respectives des canalisations sinueuses étaient de :

18^{m}65 pour la conduite avec coude de			15°	1re Série.
21,00	—	—	45°	
21,43	—	—	75°	
21,61	—	—	90°	
18,75	—	—	30°	2me Série.
21,19	—	—	60°	

Nous avons enfin opéré sur deux tronçons rectilignes en tubes de 1 mètre de diamètre, enchâssant un coude arrondi d'angle égal à 90°, et de rayon de courbure égal à l'unité.

Les dimensions de l'ensemble de tous ces coudes, avec le développement médian, sont cotées sur les figures qui les reproduisent (Voir Pl. VI).

Il est fort difficile de définir la longueur de la conduite, placée à l'aval du coude, et influencée par le changement de direction du courant ; nous avons précédemment démontré que l'homogénéité dans la vitesse du fluide est atteinte à une distance de l'extrémité terminale du coude, d'autant plus grande que la vitesse de circulation est plus élevée.

Il paraît donc peu aisé de mesurer directement la perte de charge attribuable au coude lui-même, parce que l'écart à donner entre les deux tubes de pression, d'amont et d'aval, devrait changer quand le volume du courant lui-même, parcourant la conduite, devient différent.

Nous avons pensé pouvoir obtenir des résultats suffisamment précis, non point en mesurant cette perte de charge, mais en la déterminant d'une façon indirecte.

Voici en quelques mots, l'exposé du principe sur lequel nous avons étayé nos calculs.

Soient :

H la dépression totale observée pour la circulation d'un volume d'air, animé de vitesse moyenne (v) à

travers une canalisation sinueuse, entre deux points distants d'une longueur développée L.

h la dépression correspondant à une longueur rectiligne L de la conduite, parcourue par un courant de même intensité.

La différence :

$$H - h$$

représente l'excédent de puissance motrice nécessitée par le coude qu'englobent les tronçons rectilignes.

Il est facile de calculer la longueur x de conduite rectiligne qui aurait absorbé cette dépression $H - h$.

On a :

$$\frac{x}{H - h} = \frac{L}{h}$$

On peut donc commodément, de la sorte, caractériser la résistance du coude par la longueur supplémentaire de la conduite rectiligne, à laquelle il équivaut.

Nous observerons que le terme $H - h$ est évalué avec une approximation très satisfaisante : la valeur de H résulte de mesures opérées avec soin, au moyen d'un appareil d'une sensibilité extrême, *entre deux stations dont les vitesses ne peuvent avoir leur régime troublé par l'influence du coude* ; celle de h est donnée par l'application de la formule :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{s} \frac{\delta}{\delta_0}$$

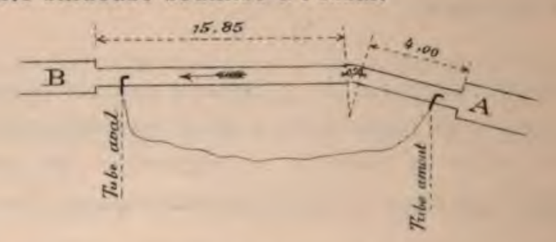
dont le coefficient α a été précédemment déterminé par des essais multipliés.

Afin de dégager, avec la plus grande netteté possible la longueur x de conduite rectiligne équivalente à chacun des coudes, nous avons calculé cette longueur, non point au moyen de la dépression H observée, mais à l'aide de celle qui résulte de diagrammes dans lesquels on porte, en abscisses, les logarithmes des

vitesses, et en ordonnées, ceux des dépressions mesurées (1).

a) Coude de 15°.

Le schéma ci-dessous figure la disposition de la conduite sinueuse soumise à l'essai.



Comme d'ordinaire, l'ajutage d'amont contient la section de jaugeage, l'ajutage d'aval est relié au ventilateur Mortier aspirant.

La table suivante résume les résultats généraux obtenus : le détail des observations et calculs est consigné dans les Annexes.

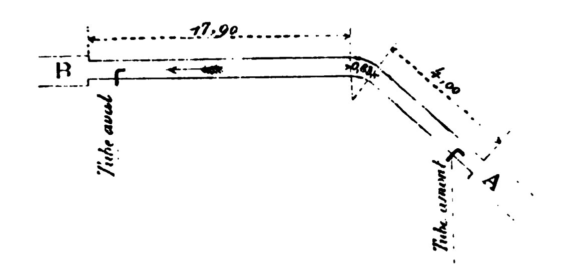
NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	$H - h$	Equivalence du coude en mètres de longueur de conduite λ
95	3m892	0mm 895	0mm 831	0.797	0.033	0m788
96	6,209	2 028	2 030	1.949	0.081	0,771
97	7,267	2 838	2 739	2.630	0.108	0,764
98	8,617	3 806	3 784	3.644	0.140	0,714
99	10,034	4 745	5 058	4.848	0.209	0,802
100	11,654	6 865	6 792	6.496	0.295	0,843
101	13,499	8 946	8 953	8.607	0.346	0,746
102	15,097	11 368	11 066	10.657	0.409	0,712

La longueur moyenne équivalente est de

$$\lambda = 0^{m},7678$$

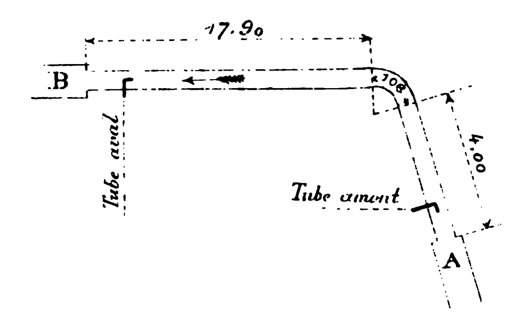
(1) Ces diagrammes ont l'avantage de faire apercevoir facilement les essais qui peuvent être entachés d'erreur.

b) Coude de 45°.



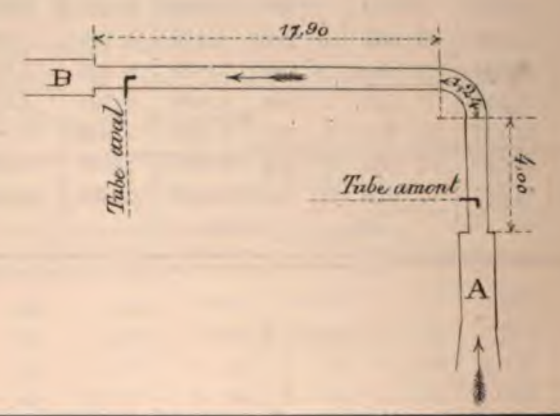
NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	H — h	Equivalence du coude en mètres de long^r de conduite rectiligne λ
103	5^m422	1^mm914	1^mm986	1.698	0 288	3^m563
104	7,467	3 535	3 753	3.136	0.617	4,134
105	8,684	5 262	5 084	4.185	0.899	4,511
106	10,912	7 614	7 544	6.480	1.063	3,447
107	12,172	10 016	10 023	7.988	2.034	5,349
108	13,702	12 509	12 694	10.021	2.672	5,601
109	13,567	12 420	12 416	9.832	2.583	5,517
		λ moyen = 4^m589				

c) Coude de 75°.



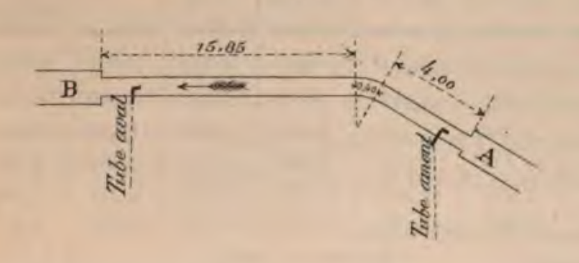
NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	H — h	Equivalence du coude en mètres de long[r] de conduite rectiligne λ
110	6m479	2mm954	3mm200	2,462	0,557	6m479
111	9,278	6,013	6,166	4,897	1,269	5,553
112	10,687	8,228	8,196	6,421	1,775	5,924
113	10,439	8,061	7,870	6,138	1,732	6,047
114	11,879	10,197	10,101	7,861	2,240	6,106
115	13,049	12,003	12,078	9,414	2,664	6,064
116	13.612	13,317	13,305	10,215	3,090	6,482
117	14,152	14,229	14,280	11,005	3,280	6,394
		λ moyen = 6m1354				

d) Coude de 90°.



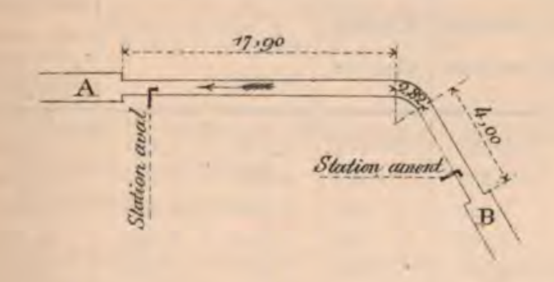
NUMÉRO d'ordre	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	H — h	Equivalence du coude en mètres de long[r] de conduite rectiligne λ
118	2m429	0mm532	0mm532	0,375	0,156	9m031
119	4,314	1,471	1,479	1,062	0,416	8,470
120	5,737	2,510	2,517	1,945	0,572	6,362
121	8,369	5,064	5,069	4,008	1,061	5,722
122	9,764	6,996	6,754	5,384	1,370	5,499
		λ moyen = 7m017				

e) Coude composé de 30°.



NUMÉRO d'ordre	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	H — h	Equivalence du coude en mètres de long de conduite rectiligne λ
123	6m255	2mm424	2mm570	2,011	0,559	5m260
124	8,009	3,908	4,111	3,230	0,881	5,166
125	10,484	6,798	6,934	5,409	1,524	5,337
126	9,269	5,755	5,475	4,273	1,202	5,327
127	11,204	8,725	7,870	6,143	1,727	5m324
128	12,869	10,582	10,423	8,009	2,413	5,708
129	12,554	10,022	9,931	7,638	2,293	5,684
130	15,254	14,421	14,388	11,042	3,346	5,739
		λ moyen = 5m4435				

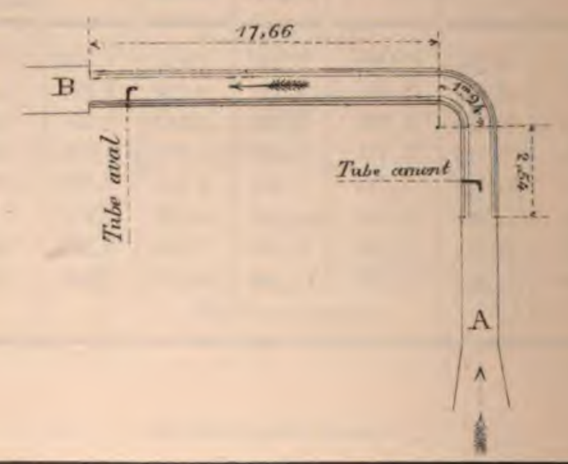
f) Coude composé de 60°.



NUMÉRO d'ordre	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	H déduite du graphique	h rectiligne calculée	H — h	Equivalence du coude en mètres de long^r de conduite rectiligne λ
131	4^m679	1^m971	1^{mm}957	1,292	0,675	11^m075
132	6,131	3,144	3,177	2,202	0,975	9,380
133	9,083	6,705	6,486	4,600	1,886	8,688
134	11,129	9,899	9,440	6,787	2,653	8,285
135	12,442	11,630	11,722	8,403	3.319	8,369
136	13,882	14,112	14,191	10,364	3,827	7,825
		λ moyen = 8^m604				

g) Coude arrondi de 90°.

Tuyau circulaire de 1^m,000 de diamètre.



NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne	H TOTALE observée	h rectiligne calculée	H — h	EQUIVALENCE du coude en mètres de longueur de conduite rectiligne λ
137	6^m337	1^{mm} 174	0.679	0.494	14^m808
138	7,333	1 499	0.829	0.669	16.426
139	7,806	1 633	0.939	0.694	15.059
140	8,449	1 770	1.110	0.669	12.182
141	8,711	1 950	1.170	0.780	13.563
142	9,210	2 100	1.308	0.792	12.313
143	9,932	2 379	1.521	0.858	11.473
144	10,339	2 651	1.648	1.003	12.375
		λ moyen = 13^m,525			

C. — Résumé et Conclusion

Pour des vitesses de circulation du courant, comprises dans les limites données par les tableaux ci-dessus, la longueur de partie droite de la conduite équivalente à la résistance supplémentaire engendrée par l'intercalation d'un coude à angle variable, dans une conduite rectiligne, est :

		ANGLE	LONGUEUR ÉQUIVALENTE
1re Série	Tuyaux elliptiques avec coudes arrondis d'une seule pièce	15°	0m7678
		45°	4,589
		75°	6,135
		90°	7,017
2me Série	Tuyaux elliptiques avec coudes arrondis en plusieurs éléments	30°	5,443
		60°	8,604
Coude arrondi Tuyau de 1m de diamètre		90°	13,525

Divers auteurs se sont occupés de la mesure de la perte de charge due aux coudes pour l'écoulement de l'eau, à travers des conduites sinueuses.

Formule de Navier. — Navier a donné la formule suivante :

$$H = \left(0,0186 + \frac{0,0039}{\rho}\right) \frac{L}{\rho} \frac{v^2}{2g} \qquad (1)$$

dans laquelle :

L désigne la longueur développée du coude,
ρ le rayon de courbure,
v la vitesse moyenne.

Il parait évident *a priori*, si H exprime la résistance totale d'une conduite sinueuse et non l'excédent de résistance, sur la conduite rectiligne, du tronçon de

conduite coudée, que cette formule est incomplète ; elle ne traduit pas fidèlement le phénomène, car elle ne renferme aucune constante, caractéristique de la perte de charge inhérente aux différents types de conduite.

Formule de Saint-Venant. — De Saint-Venant a proposé une expression qui semble plus rationnelle, car elle contient une fonction du diamètre D de la conduite :

$$H = 0{,}0961 \frac{L}{\rho} \sqrt{\frac{D}{\rho}} \frac{v^2}{2g}$$

Formule de Rankine. — Enfin, Rankine a donné la formule suivante :

$$H = \left(0{,}151 + 1{,}847 \frac{D}{2\rho}^{\frac{7}{2}}\right) \frac{L}{\pi\rho} \cdot \frac{v^2}{2g}$$

qui, elle aussi, fait intervenir, sous une autre forme, l'influence du diamètre.

Comparaison des résultats obtenus avec ceux trouvés par les auteurs.

1°. — *Coudes à rayons de courbure constants.* — Pour tous les coudes de tuyaux elliptiques expérimentés ρ a une valeur constante :

$$\rho = 0^{m},750$$

Les longueurs développées L sont respectivement de :

	VALEUR de l'angle au centre du coude	LONGUEUR développée de l'axe du coude
Tuyaux elliptiques....................	15°	0m1963
	45°	0,5890
	75°	0,9817
	90°	1,1780
	30°	0,3927
	60°	0,7854
Tuyau circulaire de 1m de diamètre...	90°	1,571

Nous mettons ci-dessous, en regard des longueurs équivalentes aux coudes arrondis calculées par la formule Rankine, celles que nous tirons de nos expériences :

	λ calculée par la formule Rankine	λ résultant de nos essais
Pour le coude de 45°..	4m,589	4m,589
id. 75°..............	7,648	6,135
id. 90°..............	9,178	7,017

Les nombres que nous avons déduits de nos expériences diffèrent notablement de ceux donnés par la formule.

II°. — *Coudes à rayons de courbure variables.* — Nous n'avons pu, à notre grand regret, nous procurer des coudes de conduites à rayon de courbure variable et étudier l'influence de cet élément sur la perte de charge occasionnée par le coude. Notre comparaison ne peut porter que sur deux types, le coude à 90° du tuyau elliptique, et le coude de même angle du tuyau circulaire d'un mètre de diamètre.

En calculant, avec les données numériques, le coefficient M de la formule de Rankine :

$$H = M \cdot \frac{v^2}{2g}$$

nous avons trouvé :

Pour le tuyau elliptique..... $h = 0{,}076 \frac{v^2}{2g}$

Pour le tuyau circulaire..... $h' = 0{,}156 \frac{v^2}{2g}$

La formule donne par suite : $\frac{h}{h'} = \frac{1}{2}$

Or, les longueurs équivalentes, déduites de nos expériences, offrent la proportion suivante :

$$\frac{h}{h} = \frac{\lambda}{\lambda'} = \frac{7{,}017}{13{,}525} = \frac{1}{1{,}927}$$

L'accord est presque parfait entre le résultat expérimental et le résultat du calcul.

Conclusions

1° Un coude arrondi, intercalé dans une conduite rectiligne, trouble le régime des vitesses du courant, dans le tronçon qui lui fait suite, jusqu'à une distance qui varie avec l'intensité du courant.

2° Pour cette raison, il paraît plus logique d'évaluer non pas la perte de charge du coude proprement dit, mais bien, plutôt, l'excédent de charge qu'il absorbe sur celle qu'entraînerait la circulation à travers la conduite supposée droite.

3° Pour tenir compte de la présence d'un ou plusieurs coudes, on ajoutera à la longueur développée de la conduite une certaine longueur variable pour chaque coude. On utilisera les résultats de nos essais pour les tuyaux elliptiques couramment employés dans certaines

mines, pour l'aérage des travaux préparatoires, et pour le tuyau d'un mètre de diamètre.

4° Le rayon de courbure et le diamètre de la conduite ont une importance qui semble avoir été traduite assez fidèlement par la formule de Rankine ; on a intérêt à faire usage de coudes présentant le plus grand rayon de courbure possible.

5° Dans la pratique, lorsqu'on fait usage des coudes arrondis pour raccorder deux tronçons rectilignes, il importe de se servir de coudes d'une seule pièce ; la réalisation de l'angle, au moyen de plusieurs éléments assemblés l'un à l'autre, accroît la perte de charge en raison de la courbure imparfaitement continue.

§ 2me. — Canalisations curvilignes, à coudes brusques.

Nous avons opéré sur des coudes brusques d'angles :

$$\gamma = 90° - 45° - 135°$$

intercalés dans des tronçons rectilignes de la canalisation rectangulaire, en bois, de $\frac{1^m,500}{0^m,750}$ dont le coefficient de perte de charge, en longueurs droites, a été déterminé dans un précédent chapitre.

Nous avons eu recours, pour calculer la dépression due au coude, à la méthode exposée dans le précédent paragraphe.

Toutefois, nous tenons à faire remarquer que, dans le cas d'un brusque rebroussement à angle droit du courant d'air, les remous qu'engendre ce changement de direction sont, en totalité, absorbés dans le *voisinage même du coude* ; le régime des vitesses, après avoir été profondément troublé, reprend sa régularité à une distance relativement faible du point d'inflexion. Ce phé-

nomène est mis pleinement en évidence par le tracé des courbes d'égale vitesse résultant des mesures anémométriques effectuées dans une station de jaugeage située à l'aval d'un coude brusque à 90° (Voir Pl. VII).

On déduit de cette constatation expérimentale l'intéressante conséquence qu'il y a possibilité, quelle que soit la vitesse de circulation, de relever directement la perte de pression due au coude brusque d'angle égal à 90°, en plaçant les tubes de prise l'un à l'amont, l'autre à l'aval : nous avons vu que le coude arrondi, en raison même de sa courbure, dissipait l'énergie motrice sur le tronçon aval de la conduite jusqu'à une distance très variable.

a) Canalisation rectangulaire, en bois, comprenant un coude brusque d'angle égal à 90°.

Nous avons fait, sur le coude d'angle 90° raccordant brusquement deux tronçons rectilignes, cinq expériences numérotées de 145 à 149.

La disposition d'ensemble de la canalisation sinueuse, soumise aux essais, est représentée par le croquis schématique ci-dessous :



Nous avons utilisé la partie ayant servi aux expériences sur caissons rectilignes, en allongeant la canalisation droite de quelques mètres, et la complétant par un ajutage recourbé à angle droit.

Nous n'avons, suivant le principe exposé, procédé aux mesures de la perte de charge que lorsque les jaugeages pratiqués simultanément dans les stations amont et aval, A et B, nous ont assuré de la rigoureuse étanchéité de la conduite.

Dans la série d'expériences mentionnées dans ce paragraphe, nous n'avons pas observé directement la perte de charge due au coude de 90°, nous nous sommes borné à mesurer la dépression totale nécessaire pour faire parcourir la canalisation sinueuse par un courant d'air animé de vitesses variables.

La perte de charge supplémentaire due au coude, soit la différence H — *h* entre la dépression observée H et celle qui correspond au développement rectiligne de la canalisation *a*, pour une marche progressivement ralentie du ventilateur, les valeurs suivantes :

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée *v*	H TOTALE observée	*h*	H — *h*
145	5m286	5mm427	3,009	2,418
146	4,575	4,044	2,260	1,784
147	3,782	2,787	1,542	1,245
148	2,907	1,633	0,906	0,727
149	1,907	0,736	0,423	0,313

En admettant comme suffisamment approchée la loi de la proportionnalité de la perte de charge au carré de la vitesse, si on ramène les dépressions (H — *h*) trouvées pour des courants d'intensité variable, à la valeur qu'elles auraient prise pour une vitesse de comparaison, supposée constante et égale à 6 mètres, par exemple, on trouve :

NUMÉRO d'ordre	H — h calculée pour $v = 6$ mètres
145	$3^{mm}121$
146	3,075
147	3,143
148	3,090
149	3,095

$$H - h \text{ moyen} = 3^{mm},104$$

La concordance des résultats obtenus, à vitesse variable, est tout à fait remarquable.

La longueur de conduite rectiligne équivalente, comme résistance, à la dépression supplémentaire produite par le coude est de :

$$\lambda = 82^{m},35$$

Ainsi, la conduite sinueuse mesurant un développement total de *103^{m},100*, il faut l'accroître d'une longueur de *82^{m},350*, pour avoir, en tronçons rectilignes, l'équivalent de la force absorbée par le coude.

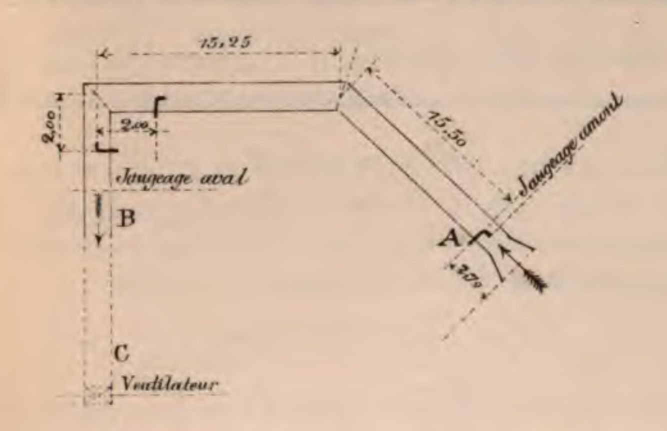
b) Canalisation rectangulaire, en bois, comprenant deux coudes brusques, l'un d'angle 90°, l'autre d'angle 45°.

La disposition de la canalisation sinueuse est représentée et cotée sur le croquis ci-dessous :

1° *Perte de charge totale.* — Les quatre expériences (nos 150-153) ont servi à déterminer la perte de charge totale du parcours sinueux A B : l'aspiration continue, comme dans la série précédente, à être produite par la marche du ventilateur Mortier installé à l'extrémité du tronçon rectiligne B C ; la longueur B C ne sert que d'ajutage et n'est pas utilisée dans toute la série des essais qui vont suivre. Les tubes de Pitot sont placés,

l'un à la station d'entrée, l'autre à $2^m,00$ de l'axe du coude.

Ci-dessous, nous inscrivons dans une première colonne



les valeurs de la dépression totale observée, à vitesses variables et, dans une seconde colonne, ces valeurs ramenées à la vitesse de comparaison de 6 mètres :

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H TOTALE observée	H CALCULÉE pour une vitesse $v = 6$ mètres
150	5^m181	$3^{mm}840$	$5^{mm}149$
151	6,120	5,140	4,939
152	6,300	5,438	4,925
153	6,179	5,210	4,923

2° *Mesure directe de la perte de charge du coude à 90°*. — Les expériences n°s 154 et 155 ont eu pour but de mesurer directement, l'une la perte de pression due au coude de 90°, l'autre la perte de charge absorbée par le coude de 45°.

NUMÉRO d'ordre	ANGLE du coude brusque	VITESSE MESURÉE	H OBSERVÉE pour le coude	H RAMENÉE à une vitesse de 6 mètres
154	90°	6m608	3mm954	3mm270
155	45°	5,881	0,991	1,030

Si nous retranchons de la perte H = 3mm,270 trouvée pour le parcours curviligne, celle qui correspond au développement rectiligne, égal à 4 mètres, nous obtenons pour excédent de dépression :

$$3,270 - 4 \times 0,0376 = 3^{mm},120$$

Ce résultat numérique, rapproché de celui que nous avons *indirectement* trouvé par le calcul (série A) égal à 3mm,104, démontre, ainsi que nous l'avons avancé dans l'exposé général, la possibilité d'une *mesure directe* de la perte de charge du coude brusque à 90°.

Pour le coude brusque à 45°, c'est plus discutable, et nous ne pouvons affirmer que la mesure directe soit très exacte, parce que nous n'avons pas jaugé le courant à une petite distance aval de ce coude, et n'avons pas, par suite, contrôlé l'homogénéité du régime du courant.

Cependant, nous arrivons, à peu de chose près, à fermer le *polygone des pressions*, soit :

H_t la pression totale.
h_{90° celle du coude de 90°.
h_{45° celle du coude de 45°.
h_r la pression correspondant aux tronçons rectilignes qui englobent les coudes.

Si le régime des vitesses est déjà redevenu normal,

au point de prise de pression, à l'aval du coude de 45°, on aura

$$H_t = h_{90°} + h_{45°} + h_r$$

Or, nous avons pour H_t, observée, la valeur moyenne donnée par les essais n° 150-153.

$$H_{t\ \text{observée}} = 4^{mm},984 \qquad (1)$$

D'autre part :

$$h_{90°} = 3^{mm},27\ ;\ h_{45°} = 1^{mm},030\ ;\ h_r = 0^{mm},72$$

D'où :

$$H_{t\ \text{calculée}} = 5^{mm},020 \qquad (2)$$

L'écart entre les pertes de charge totale observée (1) et calculée (2) ne dépasse pas 0,72 °/₀.

Si nous admettons, pour le coude de 45°, $h = 1^{mm},030$, l'excédent de dépression due au coude est de :

$$1^{mm},030 - 4,05 \times 0,0376 = 0^{mm},878$$

La longueur de conduite rectiligne, équivalente à ce supplément de résistance est :

$$\lambda = 23^{m},29$$

c) Canalisation rectangulaire, en bois, comprenant deux coudes brusques d'angles égaux à 90° et à 135°.

Il est évident que cette disposition sera, dans la pratique, soigneusement évitée ; néanmoins, il nous a paru bon de déterminer la résistance d'un coude brusque beaucoup plus fermé que le coude de 90° : dans l'application on peut avoir des coudes d'angle intermédiaire entre 90° et 135°, que la cause en soit une construction défectueuse ou un vice de pose.

Le développement axial moyen, entre les tubes de prise extrêmes, mesure une longueur de $24^m,375$.



1° *Perte de charge totale.* — Les deux essais nos 156 et 157) servent à mesurer la perte de charge totale :

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H TOTALE observée	H CALCULÉE pour une vitesse $v = 6$ mètres
156	5^m740	$9^{mm}160$	$9^{mm}901$
157	5,590	8,580	9,860

H moyenne $= 9^{mm},880$

2° *Perte de charge du coude à 135° :*

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H TOTALE observée	H CALCULÉE pour une vitesse $v = 6$ mètres
158	6^m110	$6^{mm}571$	$6^{mm}334$
159	6,060	6,486	6,356

H moyenne $= 6^{mm},345$

Le développement rectiligne du coude 135°, entre les deux tubes de prise de pression est de *6 mètres ;*

la perte de charge correspondant à cette longueur rectiligne, pour une vitesse de 6 mètres, est de

$$h_r = 6 \times 0.0376 = 0^{mm},2262.$$

L'excédent de pression dû au coude de 135° est donc :

$$6,345 - 0,226 = 6^{mm},119.$$

Traduite en longueur de conduite, cette dépression équivaut à une longueur supplémentaire de :

$$\lambda = \frac{6,119}{0,0376} = 162^{m},33.$$

Il est intéressant de comparer ce résultat, provenant d'une mesure directe, à celle que donnerait le calcul.

Or, la perte de charge totale observée $H_t = 9^{mm},88$ correspond à une longueur rectiligne totale de :

$$L = \frac{9,88}{0,0376} = 262^{m},06$$

Si on retranche :

1° La longueur rectiligne développée de la canalisation sinueuse $= 24^{m},375$.

2° L'excédent de longueur dû au coude brusque à $90° = 82^{m},35$, il reste pour la longueur supplémentaire équivalente à la résistance du coude de 135° ;

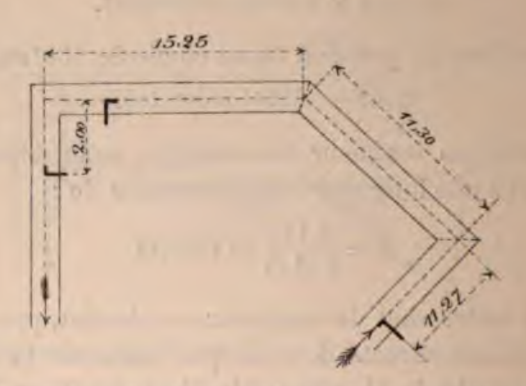
$$\lambda = 262^{m},06 - 24^{m},375 - 82^{m},35 = 155^{m},335.$$

Comme on le voit, le nombre λ calculé, diffère très peu du nombre λ obtenu par l'expérience.

d) **Canalisation courbe comprenant** { **un coude de 90°. un coude de 43° 30'. un coude de 92° 30'.**

L'ensemble de cette canalisation donne un parcours sinueux particulier ; la multiplicité des rebroussements placés à faible distance les uns des autres, constitue une sorte de conduite brisée ; il était intéressant de

vérifier si cette disposition n'atténuait pas la perte de charge produite isolément par chaque coude.



Deux essais renouvellent la mesure directe de la dépression absorbée par le coude de 90°.

La perte de charge ne diffère pas de celle qu'ont révélée les expériences précédentes.

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H observée	H RAMENÉE à la vitesse $v = 6$ mètres
160	6m090	3mm399	3mm297
161	5,960	3,232	3,274

La dépression totale observée a les valeurs suivantes :

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H observée	H RAMENÉE à la vitesse $v = 6$ mètres
162	5m970	7mm330	7mm403
163	5,910	7,234	7,451

H moyenne = 7mm,427

La longueur totale rectiligne correspondant à cette perte de charge est :

$$L = \frac{7,427}{0,0376} = 197^m,52.$$

Or, si on totalise la longueur développée de la conduite sinueuse et les excédents de longueur représentatifs des coudes de 90° et de 45°, on a :

$$L' = 39^m,82 + 2 \times 82,35 + 23,29 = 227^m,81$$
$$L' - L = 30^m,290.$$

Ces résultats démontrent que la résistance due au coude intermédiaire est notablement diminuée ; la succession de plusieurs coudes brusques disposés comme le représente le croquis constitue une courbure imparfaite qui atténue, dans une forte proportion, la charge absorbée par l'ensemble de la canalisation sinueuse.

Conclusions

1° Le coude brusque exige une dépression de beaucoup supérieure à celle qui est due au coude arrondi ; nous n'avons pu, à regret, opérer sur un coude arrondi *de même forme*, mais les chiffres trouvés, comparés à ceux qu'a fournis le coude à 90° du tuyau d'un mètre de diamètre, accusent nettement l'exagération de la perte qu'entraîne un changement brusque de direction.

2° Pour les applications pratiques, dans les mines, de caissons rectangulaires de $\frac{1^m,500}{0^m,750}$, on traduira la résistance due au coude, en majorant la longueur de la canalisation de :

82m,35	pour le coude à	90°
23m,30	—	45°
162m,30	—	135°

Les angles sur lesquels nous avons opéré ne sont pas assez nombreux pour que nous puissions présenter une formule générale;

3° Lorsque la canalisation sinueuse est composée d'éléments courbes, intercalés dans des tronçons rectilignes, mais affectant une courbure grossière, de même sens, la dépression absorbée est considérablement réduite.

CHAPITRE IV

Résumé et conclusions.

§ 1er. — Comparaison des résultats obtenus avec ceux trouvés par les auteurs.

1° *Girard*, *d'Aubuisson*, *Péclet* ont exprimé la perte de charge due au mouvement de l'air à travers des tuyaux en fer et en fer-blanc par la formule :

$$H = \alpha \frac{Lp}{S} \frac{v^2}{2g} d \qquad (1)$$

dans laquelle :

H est, en mètres d'eau, la perte de charge; *d* est la densité du fluide par rapport à l'eau; α un coefficient trouvé égal à 0,006.

Si, dans la formule (1), nous supposons comme d'ordinaire H exprimée en millimètres d'eau *h*, et si nous prenons pour δ la valeur moyenne de la densité de l'air de mine ($\delta = 1^k,200$), la relation (1) pourra s'écrire :

$$h = \alpha' \frac{Lpv^2}{S} \qquad (2)$$

Sous cette forme, elle est rendue comparable à

l'expression qui nous a servi à déterminer la valeur du coefficient de perte de charge.

On en déduit :

$$\alpha' = \frac{\alpha \times \delta}{2g} = \frac{0,006 \times 1,2}{2 \times 9,81} = 0,00036$$

La valeur α', ainsi déduite des expériences de ces auteurs, comparée aux résultats de nos propres essais, donnerait des pertes de charge *trop faibles* pour les conduites de petit diamètre et trop élevées pour les tuyaux de grandes dimensions (1).

2° *Formule de Weisbach*. — La formule de Weisbach, indiquée par M. Althans (2), président de la sous-commission prussienne des ventilateurs, est :

$$h = 0,12 \frac{L}{D\sqrt{v}} \frac{v^2}{2g} \delta$$

h perte de charge en millimètres d'eau ;
D diamètre de la conduite ;
L longueur de la conduite ;
v vitesse moyenne du fluide ;
δ poids d'un mètre cube d'air.

Nous avons appliqué cette formule à quelques-uns de nos essais sur les conduites de $0^m,259$, $0^m,338$ et $0^m,900$.

Ci-dessous le résultat obtenu par l'expérience et celui que donne cette formule :

---

(1) Voir le tableau récapitulatif page 524.

(2) *Bulletin* de l'Industrie minérale, tome III, 2e livraison 1889, page 434.

DÉSIGNATION de la conduite	NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne v	PERTE de charge observée H	PERTE de charge calculée par la formule H'	DIFFÉRENCE H — H'
D = 0m,259	1	2m,677	1mm13	2mm11	+ 0mm98
L = 17m,900	4	4,632	2,72	4,80	2,08
δ = 1,146	10	11,533	11,53	15,42	3,89
D = 0,338	14	2,595	0,54	1,49	0,95
L = 17m,250	18	7,404	3,36	7,16	3,80
δ = 1,141	23	11,685	7,94	14,21	6,27
D = 0,900	56	2,900	0,35	1,56	1,20
L = 43,880	69	9,767	3,78	10,44	6,66
δ = 1,148					

La formule de Weisbach donne, comme on voit, des résultats qui ne cadrent pas du tout avec nos essais : la différence entre H et H′, déjà très grande pour des tuyaux de faible diamètre, s'accentue considérablement pour les grosses conduites.

3° *Formule de Morin :*

$$h = \left(1 + 0,0252 \frac{L}{D}\right) \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \delta.$$

Nous appliquons également cette formule à quelques expériences sur les conduites de 0m,338 et de 0m,900.

Le tableau ci-dessous renferme les données comparatives fournies par les essais et par le calcul.

DÉSIGNATION de la conduite.	NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne v	PERTE de charge observée H	PERTE de charge calculée par la formule H'	DIFFÉRENCE H — H'
Conduite de 0m,338	14	2m,596	0mm54	0mm89	+ 0mm35
	15	3,834	1,15	1,95	+ 0,80
	16	5,294	1,76	3,72	+ 1,96
	23	11,685	7,94	18,11	+ 10,17
Conduite de 0m,900	56	2,900	0,36	0,98	+ 0,62
	69	9,767	3,78	12,43	+ 8,65

Pas plus que la précédente, cette formule de Morin ne satisfait aux conditions de nos essais.

4°. — *Formule d'Arson :*

$$h = \frac{4\,L}{10^6 D}(av + bv^2)\,\delta \text{ (1)}.$$

Les coefficients a et b, dont on trouvera ci-dessous la valeur, se rapportent à l'écoulement de l'air ou du gaz d'éclairage, à travers des tuyaux en fonte.

Les tables dressées par M. Arson nous ont permis de calculer les pertes de charge se rapportant aux conditions de nos essais.

(1) Les constantes ont les valeurs suivantes :

pour	D = 0.500	a = 20	b = 246
	D = 0.365	a = 115	b = 308
	D = 0.325	a = 151	b = 326
	D = 0.254	a = 237	b = 359
	D = 0.103	a = 560	b = 480
	D = 0.081	a = 589	b = 489
	D = 0.050	a = 702	b = 525

DÉSIGNATION de la conduite.	NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE moyenne v	PERTE de charge observée H	PERTE de charge calculée par la formule H'	DIFFÉRENCES +	DIFFÉRENCES −
	1	2^{m},677	$1^{mm}13$	$1^{mm}00$	»	$0^{mm}13$
	2	3,205	1,46	1,39	»	0,07
D = $0^{m}259$	3	4,156	2,33	2,25	»	0,08
L = 17,900	4	4,633	2,72	2,75	$0^{mm}03$	»
δ = 1,146	5	5,740	3,91	4,14	0,23	»
	7	7,749	7,09	7,56	0,47	»
	11	10,193	12,11	9,16	»	2,95
	14	2,595	0,53	0,55	0,01	»
D = $0^{m}338$	15	3,836	1,15	1,15	»	»
L = 17,250	16	5,294	1,75	2,14	0,39	»
δ = 1,141	17	6,597	3,01	3,28	0,27	»
	20	9,483	5,92	6,68	0,76	»
	24	12,740	9,69	12,76	3,07	»
D = $0^{m}450$ L = 20,000	27	8,016	3,15	3,58	0,43	»
δ = 1,100	28	10,280	5,14	5,88	0,74	»

Cette formule ne donne pas une concordance *parfaite* entre les résultats de l'observation et ceux du calcul ; nous ne pouvons que confirmer, en apportant dans cette discussion des indications numériques nombreuses, la conclusion de la sous-commission prussienne du grisou.

« La formule d'Arson, non seulement conduit à des « valeurs de h trop faibles pour les petites vitesses, « mais elle donne des résultats exagérés pour les « vitesses supérieures à 5 mètres. »

§ 2. — D'une formule générale exprimant la perte de charge due au mouvement de l'air dans les conduites.

On peut, en théorie, s'étonner qu'à égalité de la nature de la paroi d'une conduite métallique, on soit amené à introduire, dans la formule de la perte de charge, des coefficients de résistance qui ne demeurent pas constants, lorsqu'on passe d'un diamètre à un autre.

M. Althans a cherché à traduire les résultats des observations qu'il a faites sur une conduite en fonte de $0^m,365$, par (1) une formule simple dont l'expression analytique générale est :

$$h = a\frac{L\delta^{\alpha}}{D^{k}} \cdot v^{2}.$$

a coefficient constant pour une même nature de paroi ;
L longueur de la conduite ;
δ Poids du mètre cube de fluide la parcourant ;
α exposant inférieur à l'unité $= \frac{2}{3}$;
v vitesse moyenne ;
D diamètre de la conduite ;
k exposant, supérieur à l'unité.

Il a trouvé que les coefficients a et k, qui fournissent pour la perte de charge des valeurs h s'approchant le plus de celles observées par l'expérience étaient, pour des tuyaux en fonte :

$$a = 0,0007\overline{4}89$$
$$k = 1,373$$

(1) Voir *Bulletin* de l'Industrie minérale, t. III, 2e livraison 1889, p. 434 et suivantes.

La formule générale serait ainsi :

$$h = 0{,}0007489 \times \frac{L}{D^{1{,}373}} \delta^{\frac{2}{3}} v^{2}. \qquad (1)$$

Nous avons pu mettre à profit le grand nombre d'essais variés que nous avons effectués, pour déterminer la *puissance vraie* qui lie la perte de charge à la vitesse moyenne ; nous l'avons trouvée égale à 1.916.

Si nous nous en tenons au cas du parcours de l'air dans les conduites employées pour l'aérage des travaux préparatoires, cas qui suppose à δ une valeur voisine de $1^{k}{,}200$, nous pourrons, sans grosse erreur, adopter l'unité pour son exposant et poser : $\alpha = 1$.

Le tâtonnement nous a conduit à modifier légèrement la formule (1) et à l'écrire comme suit :

$$h = 0{,}000765 \times \frac{L}{D^{1{,}506}} \delta v^{1{,}916} \qquad (2)$$

On lira avec intérêt, dans le tableau récapitulatif ci-dessous, la comparaison des valeurs calculées par les formules (1) et (2), avec les résultats expérimentaux obtenus pour toute la série des diamètres compris entre $0^{m}{,}259$ et 1 mètre.

Les calculs ont été établis pour les vitesses extrêmes et pour la vitesse moyenne de chaque groupe d'essais.

(*Suit le tableau.*)

DÉSIGNATION de la conduite	NUMÉRO D'ORDRE	VITESSE MOYENNE	PERTE de charge observée	PERTE de charge calculée par la formule (1)	DIFFÉRENCES		PERTE de charge calculée par la formule (2)	DIFFÉRENCES	
					+	—		+	—
D = 0,259	1	2m677	1mm130	0mm669	»	0,461	0mm787	»	0.343
L = 17,900	7	7,749	7,090	5.609	»	1,481	5,961	»	1,129
δ = 1,140	13	11,183	14,300	11,684	»	2,616	12,289	»	2,011
D = 0,338	14	2,595	0,539	0,420	»	0.119	0,479	»	0.060
L = 17,250	18	7,404	3,365	3,424	0,059	»	3,565	0,200	»
δ = 1,141	22	10,848	6,995	7,350	0,355	»	7,410	0,415	»
	26	14.664	12,753	13,431	0,678	»	13,217	0,464	»
D = 0.450	27	8,016	3,149	3,068	»	0,081	3,017	»	0,132
L = 20,000	29	13,214	8.395	8,337	»	0,058	7,870	»	0,525
δ = 1,100									
D = 0,600	51	9,618	2,866	3,270	0,404	»	3,080	0,214	»
L = 21,350	52	12,384	4,810	5,418	0,608	»	5,040	0,230	»
δ = 1,140	53	16.260	8,119	9,346	1,227	»	8,432	0,313	»
	55	19,419	11,318	13.331	2,013	»	11,850	0,532	»
	56	2,900	0,359	0,350	»	0,009	0,347	»	0,012
D = 0,900	61	5,116	1.076	1,089	0,013	»	1,030	»	0,046
L = 43,880	65	7,304	2,141	2,221	0,080	»	2,013	»	0,128
δ = 1,148	68	8,876	3,342	3,280	»	0,062	3,361	0,019	»
	73	11,841	5,806	5,838	0,032	»	5,140	»	0,666
D = 1,000	74	4,367	0,265	0,286	0,021	»	0.267	0,002	»
L = 18,630	76	5,470	0,451	0,449	»	0,002	0.412	»	0,039
δ = 1,117	80	8,774	1,063	1,156	0,093	»	1,020	»	0,043
	81	10,418	1,562	1,630	0,068	»	1,418	»	0.144

CONCLUSION

Cette comparaison entraine les remarques suivantes, qui seront notre conclusion :

1° Pour les *faibles diamètres*, la discordance entre les résultats calculés et ceux de l'observation est assez accentuée, plus grande avec la formule Althans (n° 1) qu'avec celle que nous proposons (n° 2).

L'expression analytique donnée par M. Arson, semble mieux convenir dans ce cas.

2° Pour des *conduites à parois rugueuses*, telles que celles de $0^m,450$ et de $0^m,900$, comparables vraisemblablement à l'état présenté par une paroi en fonte, la formule Althans traduit, avec un écart très léger, les résultats de l'expérience. Pour les tuyaux lisses en tôle galvanisée, ou peinte au minium, de diamètre supérieur à 0, 338, elle conduit à des pertes de charge un peu élevées.

La formule générale que nous proposons embrasse avec une plus grande approximation, pensons-nous, l'ensemble des résultats.

Généralisation de la formule

a) Conduites métalliques. — Dans l'exposé précédent, nous avons négligé la canalisation composée de tuyaux elliptiques.

En hydraulique, on nomme *rayon moyen*, le quotient de la section transversale S d'un cours d'eau par le périmètre mouillé p ; en le représentant par ρ on a :

$$\rho = \frac{S}{p}$$

Le rayon moyen d'une conduite circulaire, de diamètre D, est :

$$\rho = \frac{\pi D^2}{4\pi D} = \frac{D}{4}$$

Si nous reprenons la formule que nous avons établie :

$$h = 0{,}000765 \frac{L}{D^{1,506}} \delta . v^{1,916} \qquad (1)$$

et si nous remplaçons D par sa valeur, en fonction du rayon moyen ρ

$$D = 4\rho$$

l'expression (1) devient, toute transformation faite :

$$h = 0{,}0000948 \frac{L}{\rho^{1,506}} \delta . v^{1,916} \qquad (2)$$

Nous avons calculé, à l'aide de cette formule, les pertes de charge correspondant à la longueur $L = 18^m,350$ de la canalisation de tuyaux elliptiques expérimentée. Le tableau ci-dessous met en regard les résultats de l'observation et ceux du calcul.

On voit qu'exception faite pour l'essai n° 40 qui paraît entaché d'erreur, l'accord entre les résultats de l'observation et ceux qui sont fournis par la formule que nous proposons, est aussi satisfaisant que possible.

On a donc, pour les conduites métalliques lisses, une formule tout à fait générale :

$$h = 0{,}0000948 \frac{L}{\rho^{1,506}} \delta . v^{1,916} \qquad (2)$$

(*Suit le tableau.*)

NUMÉRO d'ordre	VITESSE moyenne v	PERTE de charge observée h	PERTE de charge calculée par la formule (2) h'	DIFFÉRENCE $h - h'$ +	−
31	1m976	0mm214	0mm211	»	0,003
32	3,262	0,581	0,554	»	0.087
33	4,207	0,985	0,903	»	0,082
34	5,259	1,440	1,386	»	0,054
35	6,322	2,033	1,973	»	0,060
36	7.515	2,793	2,750	»	0,043
37	8,325	3,442	3,347	»	0,095
38	8,842	3,777	3,757	»	0.020
39	10,260	5,008	4,999	»	0,009
40	10,935	6,027	5,650	»	0,377
41	12,555	7,252	7,366	0,114	»
42	13,680	8,636	8,686	0,050	»
43	14,385	9,628	9,565	»	0,063

b) Caissons rectangulaires en bois. — Si on conserve la même puissance 1.506 du rayon moyen, la constante à faire entrer dans la formule devient 0,00011695.

$$h = 0{,}00011695 \frac{L}{\rho^{1,506}} \delta v^{1,916} \qquad (3)$$

Ci-contre la comparaison entre les résultats donnés par le calcul et ceux de l'observation.

Bien que la concordance soit un peu moins satisfaisante que dans le cas précédent, on pourra, avec avantage, faire emploi de cette formule générale, pour calculer la perte de charge d'un courant d'air circulant à travers des caissons en bois, dont la paroi est goudronnée et couverte d'un dépôt de poussière de menu charbon.

DÉSIGNATIONS	NUMÉRO d'ordre	VITESSE moyenne v	PERTE de charge observée h	PERTE de charge calculée par la formule (3) h'
Caissons type A	82	1m530	0mm169	0mm173
	83	2,341	0,328	0,393
	84	3,271	0,747	0,747
	85	3,894	0,793	0,801
	86	3,613	0,827	0,904
Caissons type B	87	4,893	0,453	0,509
	88	7,262	1,142	1,087
	89	8,621	1,611	1,511
	90	10,014	2,150	2,014

§ 3me. — Représentation graphique des résultats.

Au point de vue de la science de l'aérodynamique, la possession d'une formule générale a son intérêt, car elle autorise l'interpolation, mais ce qui importe le plus au praticien, c'est d'avoir un moyen commode de calculer, rapidement, la perte de charge correspondant à une longueur donnée de conduite parcourue par un courant d'air animé d'une vitesse connue.

Si nous reprenons la formule à l'aide de laquelle nous avons déterminé le coefficient de perte de charge α, se rapportant, pour des vitesses graduellement croissantes, à des conduites métalliques de différents diamètres :

$$h = \alpha \frac{\mathrm{L} p v^2}{\mathrm{S}} \frac{\delta}{\delta_0}$$

cette relation, si on suppose $v^2\, p$, S, $\alpha \dfrac{\delta}{\delta_0}$ constant et L variable peut s'écrire :

$$y = m x$$

C'est l'équation d'une droite, à coefficient angulaire

m. Donc, si on considère une série de conduites à éléments

$$\begin{matrix} p & s & \alpha \\ p' & s' & \alpha' \\ \dots & \dots & \dots \\ p_n & s_n & \alpha_n \end{matrix}$$

parcourues par un courant animé d'une vitesse moyenne v, les pertes de charge y correspondant à des longueurs x variables, seront représentées graphiquement par un faisceau de droites $y = m\ x$, passant par l'origine des coordonnées.

Pour que la représentation traduise correctement les observations expérimentales, il suffit pour chaque conduite, c'est-à-dire pour chaque ligne droite, de faire rentrer dans le coefficient angulaire m, la valeur α du coefficient de perte de charge se rapportant à la vitesse v.

Nous croyons bon d'incorporer dans le texte même, à la fin de la *première partie* de ce mémoire, les diagrammes que nous avons tracés, pour des vitesses allant de $2^m,500$ à 14 mètres, des longueurs de 0 mètre à 150 mètres, et se rapportant aux conduites métalliques ainsi qu'aux caissons en bois.

L'ingénieur ayant un projet de canalisation à étudier, pour l'aérage d'un travail préparatoire, trouvera condensés, sous cette forme, les renseignements dont il aura besoin.

A l'aide de ces diagrammes, il est très commode de résoudre promptement les deux questions suivantes :

1° On donne la longueur d'une conduite, ses dimensions, le volume d'air qui doit la parcourir : trouver la perte de charge absorbée par le mouvement du courant.

2° Inversement, on donne la valeur de la dépression motrice dont on dispose, la longueur et les dimen-

sions de la canalisation : déterminer le volume d'air qu'on fera circuler.

Applications

a) Une conduite de tuyaux elliptiques de $0^{m^2},165$ de section a 150 mètres de longueur, quelle perte de charge exige-t-elle pour la circulation d'un courant de $0^{m^3},825$?

En consultant le diagramme n° 4, on voit qu'à une longueur de 150 mètres correspond pour ce cube d'air une dépression de $10^{mm},909$.

b) On dispose d'une dépression motrice de $9^{mm},50$, quel volume d'air fera-t-on cheminer à travers une canalisation rectangulaire en bois de $\frac{1,500}{0,750}$, de 600^{m} de longueur.

La dépression génératrice sera pour 150 mètres de :

$$\frac{h}{4} = \frac{9,50}{4} = 2^{mm},375$$

En consultant le graphique n° 17, on trouve que le courant correspondant à cette perte de charge aura une intensité de $4^{m^3},500$ par seconde.

c) Si on ne se donne que la vitesse de l'air, et la longueur de la conduite, il est facile de comparer entre elles les diverses canalisations au point de vue de la dépression nécessaire au mouvement.

Ainsi, pour une longueur de 150 mètres et une vitesse de 6 mètres, la perte de charge absorbée (diagramme n° 5) sera :

$h = 37^{mm}52$	pour le tuyau de	0,259
$h = 22,\ 75$	—	0,338
$h = 17,\ 06$	—	0,450
$h = 8,\ 16$	—	0,600
$h = 5,\ 28$	—	0,900
$h = 4,\ 46$	—	1,000

$$h = 5^{mm}26 \text{ pour le caisson de } \frac{1,500}{0,750}$$

$$h = 6,61 \quad — \quad \frac{1,000}{0,750}$$

$$h = 10,98 \quad — \quad \frac{0,570}{0,450}$$

Dans tous ces exemples, nous avons admis implicitement que l'étanchéité des conduites ne laissait rien à désirer ; pratiquement, ce résultat ne sera pas toujours atteint ; pour calculer la perte de charge nécessaire au mouvement, on devra, dans chaque cas particulier, suivant le soin avec lequel sont effectués les assemblages, majorer dans une certaine proportion le volume d'air qu'on désire obtenir à front de l'ouvrage.

§ 4me. — Des unités servant à la mesure de la résistance au mouvement de l'air

Les unités qui ont cours, pour servir de mesure à la résistance du mouvement de l'air, dérivent toutes de la relation remarquable :

$$\frac{h}{q^2} = \text{constante}$$

qui lie la dépression h au volume d'air q qu'elle fait mouvoir à travers un circuit déterminé.

Tempérament. — Guibal a désigné sous le nom de tempérament d'une mine « le rapport constant $\frac{q^2}{h}$ « qui existe entre le volume d'air fourni par une mine « quelconque, sous une dépression quelconque, et le « volume d'air que débiterait la mine-type, sous la « même dépression » (1).

(1) Devillez. Ventilation des mines, page 95.

La mine-type est celle qui est traversée par un mètre cube d'air, sous une dépression d'un millimètre d'eau, quelle que soit l'origine de cette dépression.

Orifice équivalent. — Vers la même époque, M. Murgue a introduit dans l'étude des questions d'aérage, la notion à la fois précise et féconde de *l'orifice équivalent*, qui a, sur l'unité précédente, l'avantage de faire image.

L'*orifice équivalent* d'une mine est l'orifice en mince paroi qui lui équivaut, c'est-à-dire, débite, sous la même pression, le même volume d'air.

La formule qui permet de calculer cette grandeur est:

$$a = 0,38 \frac{q}{\sqrt{h}}$$

Guibal. — Tout récemment, M. Rateau (1) a proposé d'appeler « Guibal » l'unité pratique de résistance mécanique :

$$g \frac{h}{q^2}$$

Le *tempérament* et le *Guibal* sont des unités qui, en raison de leur abstraction, sont très rigoureuses ; elles ont, aux yeux des praticiens, le désavantage sur l'orifice équivalent d'être d'une assimilation moins commode.

L'*orifice équivalent* lui-même exige parfois des calculs assez laborieux lorsqu'il s'agit, par exemple, d'obtenir la dépression nécessaire à la mise en mouvement d'un volume d'air déterminé, à travers une série de conduites, de formes et de dimensions diverses, placées dans le prolongement les unes des autres.

En effet, soit :

$a_1\ a_2 \ldots\ldots a_n$ les orifices équivalents de chaque tronçon.

(1) *Bulletin* de l'Industrie Minérale, 3ᵉ série, tome VI, 1892.

$h_1\ h_2 \ldots\ldots h_n$ les dépressions qu'absorbe dans chacun d'eux la circulation d'un volume d'air q.

A l'orifice équivalent de l'ensemble de la canalisation.

H la dépression totale qu'elle exige.

On a

$$H = h_1 + h_2 + \ldots\ldots h_n$$

D'après la définition même de l'orifice équivalent

$$h_1 = \overline{0{,}38}^2 \quad \frac{q_1^2}{a_1^2}$$

$$h_2 = \overline{0{,}38}^2 \quad \frac{q_2^2}{a_2^2}$$

....

$$h_n = \overline{0{,}38}^2 \quad \frac{q_n^2}{a_n^2}$$

$$H = \overline{0{,}38}^2 \quad \frac{q^2}{A^2}$$

D'où on tire :

$$\frac{1}{A^2} = \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_2^2} + \ldots\ldots \frac{1}{a_n^2}$$

Ainsi, on obtient l'inverse du carré de l'orifice total, en faisant la somme des inverses des carrés des orifices partiels.

Il nous a paru plus commode, pour le calcul, ainsi que le conseille d'ailleurs M. Murgue, de renoncer dans le cas de *parcours successifs* à la notion de l'orifice équivalent, et d'adopter celle de la *longueur équivalente*, imaginée par M. Devillez et que nous allons brièvement rappeler

Soit :

S, p, L, α, la section, le périmètre, la longueur, le coefficient caractéristique d'une *première* conduite parcourue par un courant animé d'une vitesse moyenne v et absorbant une dépression h pour le mouvement de l'air.

Soit :

S', p', L', α', v', h', les éléments de même nature pour une *deuxième* conduite placée dans le prolongement de la première, et traversée par le même volume d'air. On a les trois relations suivantes :

$$vS = v'S' = q \qquad (1)$$

$$h = \alpha L \frac{pv^2}{S} = \alpha L p \frac{q^2}{S^3} \qquad (2)$$

$$h' = \alpha' L' \frac{p'v'^2}{S'} = \alpha' L' p' \frac{q'^2}{S'^3} \qquad (3)$$

La longueur x de la première conduite équivalente à la longueur L' de la seconde est celle qui nécessiterait la même dépression h' pour faire circuler le même volume d'air q.

On aura

$$h' = x \frac{\alpha p}{S^3} \cdot q^2 = L' \frac{\alpha' p'}{S'^3} q^2$$

$$x = \frac{\frac{\alpha' p'}{S'^3}}{\frac{\alpha p}{S^3}} \cdot L' \qquad (4)$$

Reprenons la formule (2), en la mettant sous sa forme la plus générale :

$$\frac{h}{q^m} = \alpha f(p, s) L$$

Nous observons que le coefficient α se rapporte à une pression h exprimée en hauteur de colonne de fluide.

La puissance m, ainsi que le prouvent surabondamment de très nombreuses mesures de la perte de charge, observée pour des vitesses de circulation différentes, est un peu inférieure à 2 et s'élève à 1,916 ; le désir de l'exactitude nous oblige à cette restriction ; mais, dans

les limites d'application de ces vitesses, on peut pratiquement adopter pour m la valeur :

$$m = 2$$

Nous écrivons par suite :

$$\frac{h}{q^2} = \alpha f(p, s) \text{ L}.$$

Or, parmi tous les conduits qu'on peut concevoir, on peut toujours isoler par la pensée le groupe de canalisations à éléments, $\alpha \alpha' \ldots\ldots p p' \ldots\ldots s s' \ldots\ldots$ tels que la relation

$$\alpha f(p, s) = 1$$

soit satisfaite, quelle que soit d'ailleurs la fonction véritable $f(p, s.)$.

Ce groupe de canalisations jouira d'une propriété très remarquable, pour une longueur égale à un (L = 1) ; *le rapport de la dépression motrice au carré du volume d'air qu'elle engendrera sera égal à l'unité*

$$\frac{h}{q^2} = 1$$

en sorte que, pour un circuit quelconque, équivalent à un nombre μ de ces unités, on aura

$$\frac{h'}{q^2} = \mu$$

Murgue. — Nous proposons de nommer « Murgue » tout conduit satisfaisant à la propriété caractéristique.

$$\alpha f(p, s) = 1$$

rendant ainsi un hommage mérité au savant Ingénieur français qui, par ses nombreux travaux, a fait progresser de remarquable façon la science de la ventilation.

Nous précisons comme suit notre définition :

Nous nommons « Murgue » tout conduit qui, à

« travers l'unité de longueur, laisse circuler, en l'unité « de temps, l'unité de volume du fluide, sous une charge « de l'unité de hauteur d'eau. » (1)

Nous adopterons comme unités : pour les longueurs, le mètre, pour les volumes, le mètre cube ; pour le temps, la seconde ; pour la hauteur de charge, le millième de millimètre.

Si maintenant, nous revenons à la formule (4)

$$x = \frac{\frac{\alpha' p'}{S'^3}}{\frac{\alpha p}{S^3}} \cdot L'.$$

La longueur en mètres du conduit « Murgue » (on dira pour la commodité du langage, le nombre de « Murgues ») équivalente à la longueur L' d'un conduit quelconque à éléments $\alpha'\, p'\, s'$ sera, puisque $\frac{\alpha p}{S^3} = 1$

$$x = \frac{\alpha' p'}{S'^3} L' = \mu L'$$

Imaginons, dès lors, une série de conduits $A_1\, A_2 \ldots A_n$ placés à la suite les uns des autres, *progressivement raccordés entre eux*, et dont l'unité de longueur vaut :

$$\mu_1\, \mu_2 \ldots\ldots \mu_n \text{ « murgues »}$$

Si les tronçons élémentaires ont respectivement pour longueur :

$$l_1\, l_2 \ldots\ldots l_n$$

l'ensemble de la canalisation vaudra :

$$\Sigma\mu = l_1\mu_1 + \ldots\ldots (l_n \mu_n) \text{ « murgues »}$$

(1) Si l'on voulait conserver à cette unité toute sa généralité, il serait préférable d'exprimer la pression en hauteur de colonne du fluide ; mais ici, nous nous adressons spécialement aux Ingénieurs de mines qui ont l'habitude de traduire ces pressions en hauteur d'eau.

La dépression nécessaire pour faire mouvoir un volume q de fluide sera :

$$H = \Sigma\mu \cdot q^2$$

ou, autrement dit, sera égale au total *des murgues multiplié par le carré du débit.*

Inversement, le volume qu'on pourra faire circuler, sous une dépression connue H sera :

$$q = \sqrt{\frac{H}{\Sigma\mu}}$$

Le calcul de la dépression motrice nécessaire pour faire parcourir une série de conduites par un volume de fluide donné se trouve, par cette méthode, notablement simplifié.

Mais, dira-t-on, la notion du groupe de conduits satisfaisant à la relation :

$$\alpha f(p,s) = 1$$

est tout aussi abstraite que celles du *tempérament* et du *Guibal.*

Nous allons voir que, parmi tous les conduits pour lesquels cette condition est remplie, il en est un extrêmement simple qu'on peut prendre pour type.

Nous avons trouvé, pour un tuyau circulaire, de diamètre égal à l'unité, en tôle de fer peinte au minium, un coefficient caractéristique α.

$$\alpha = 0,000202$$

se rapportant à un fluide de densité $\delta = 1^k,200$, la perte de charge étant exprimée en *millimètres d'eau.*

La longueur x d'une semblable conduite, équivalente à un *Murgue*, c'est-à-dire absorbant $\frac{1}{1000}$ de milli-

mètre d'eau, pour faire circuler, en l'unité de temps, un mètre cube d'air de la mine, à densité δ_0 sera :

$$\frac{\alpha p}{S^3} \cdot x = \frac{1}{1000}$$

En remplaçant les lettres par leurs valeurs

$$\alpha = 0,000202$$

$$\frac{p}{S^3} = 6,4846$$

On tire

$$x = 0^m,76341$$

Ainsi, un Murgue équivaut à $0^m,763$ de la conduite d'un mètre de diamètre, définie plus haut.

Nous voilà donc en possession d'une donnée comparative précieuse, bien capable de fixer nos idées ; le *Murgue* peut être défini d'une manière abstraite, sans l'intervention d'aucun coefficient, et, en pratique, être assimilé par la *pensée* à une fraction de longueur d'une conduite type, *par exemple* de la conduite métallique circulaire de l'unité de diamètre, dont nous avons mesuré la perte de charge.

Il sera donc toujours aisé de traduire mentalement en *mètres de longueur de cette conduite*, le nombre des « Murgues » caractérisant la résistance totale au mouvement de l'air à travers un circuit quelconque, si complexe soit-il.

Relation entre le « Murgue » (μ) et l' « Orifice équivalent » (A).

On peut établir une relation fort simple entre ces deux grandeurs.

On a pour définition :

$$A = 0,38 \frac{q}{\sqrt{h}}$$

$$\frac{h}{q^2} = \overline{0,38}^2 \frac{1}{A^2}$$

Dans cette formule, *h* est exprimée en millimètres d'eau ; dans la définition du « Murgue » *h* est exprimée en millièmes de millimètre d'eau. Pour passer de l'orifice équivalent au « Murgue », il suffit donc de remplacer *h* par *h'*.

$$h' = h \times 1000$$

D'où :

$$\frac{h'}{q^2} = \mu = 0{,}\overline{38}^2 \times 1000 \times \frac{1}{A^2}$$

$$\mu = 144{,}4 \times \frac{1}{A^2} \qquad (1)$$

Ainsi, la conversion de la surface de l'orifice équivalent en longueur de Murgue (en murgues) s'obtient en multipliant l'inverse du carré de cet orifice par un coefficient égal, pour l'air de mine, à 144,4.

Inversement :

$$A^2 = \frac{144{,}4}{\mu}$$

$$A = 11{,}989 \frac{1}{\sqrt{\mu}} \qquad (2)$$

Applications

1° Une mine absorbe une dépression de 40 millimètres d'eau pour faire circuler 30 mètres cubes d'air par seconde, combien vaut-elle de « murgues » ?

$$\mu = \frac{h'}{q^2} = \frac{40 \times 1000}{\overline{30}^2} = 44{,}44 \text{ « murgues »} \qquad (3)$$

L'orifice équivalent d'une semblable mine a pour valeur :

$$A = 0{,}38 \times \frac{30}{\sqrt{40}} = 1^{m^2}{,}81 \qquad (4)$$

On aurait, d'ailleurs, pu passer directement de la

relation (3) à la relation (4), en se servant de la formule (2).

$$A = 11,989 \times \frac{1}{\sqrt{44,44}} = 1^{m^2},81$$

2° Un puits de 600 mètres de profondeur exige une charge de dix millimètres d'eau pour faire mouvoir, à travers sa section, par seconde, 30 mètres cubes d'air de densité $\delta_0 = 1^k,200$, combien vaut-il de « murgues » ?

$$\mu = \frac{h'}{q^2} = \frac{10 \times 1000}{\overline{30}^2} = 11,11 \text{ « murgues »}$$

Ainsi, la colonne de ce puits vaut 11,11 murgues, soit, par exemple, $11,11 \times 0,76 = 8^m,443$ de conduite circulaire de $1^m,000$ de diamètre, en tôle.

Ce simple rapprochement suffit, au praticien, pour mieux apprécier, que par une donnée abstraite, la résistance au mouvement de l'air, présentée par le puits choisi comme exemple.

3° Calculer le nombre de « murgues » équivalent à 100 mètres de chacun des trois types de galeries étudiés par M. Murgue, et dont cet ingénieur a déterminé le coefficient de perte de charge.

A galerie voûtée............ $\alpha = 0.00033$
B galerie à paroi nue....... $\alpha = 0.00094$
C galerie cadrée........... $\alpha = 0.00156$

Le nombre de *murgues* équivalents à 1 mètre de longueur de chacun de ces trois types, sera : pour un périmètre moyen de $7^m,20$ et une section moyenne de $3^{m^2},600$:

$$\mu_A = 1000 \times 0,00033 \times \frac{7,20}{\overline{3,60}^3} = 0,0509; \text{ pour } 100^m\ \Sigma\mu = 5,09$$

$$\mu_B = 1000 \times 0,00094 \times \frac{7,20}{\overline{3,60}^3} = 0,1456 \quad \text{»} \quad \Sigma\mu = 14,56$$

$$\mu_C = 1000 \times 0,00156 \times \frac{7,20}{\overline{3,60}^3} = 0,2407 \quad \text{»} \quad \Sigma\mu = 24,07$$

Pour faire circuler, sur 100 mètres, 10 mètres cubes d'air par seconde, chaque type A, B, C, absorbera :

$h_A = 5{,}09 \times \overline{10}^{2} =$ 509 millièmes de millimètre $= 0^{mm}509$

$h_B = 14{,}56 \times \overline{10}^{2} = 1456$ » $= 1^{mm}456$

$h_C = 24{,}07 \times \overline{10}^{2} = 2407$ » $= 2^{mm}407$

En résumé, les deux notions, *orifice équivalent* et *Murgue*, ont, l'une et l'autre, l'avantage de faire image ; on aura recours à la première, de préférence, lorsqu'il s'agira d'évaluer la résistance de parcours *simultanés ;* on réservera la seconde pour le calcul rapide de la perte de charge des parcours *successifs*.

TITRE II

Résistance engendrée par les guichets.

CHAPITRE I

§ 1er — Etat de la question

Les portes à guichets jouent un rôle fort important dans la distribution des courants d'air parcourant les travaux souterrains. Par une ouverture appropriée donnée au guichet, on crée une résistance réglable à volonté, qui absorbe une fraction de la pression motrice et réduit, dans la limite qu'on s'impose, le courant qui circule à travers un quartier de la mine.

On comprend, dès lors, tout l'intérêt qui s'attache à la connaissance parfaite des lois qui régissent le fonctionnement de cet organe essentiel, employé pour la répartition du courant.

M. Murgue a publié dans le *Bulletin* de la Société

de l'Industrie Minérale, le résultat de ses recherches expérimentales opérées en vue de déterminer le coefficient de contraction de la veine fluide traversant des guichets de grande section.

La sous-commission prussienne des ventilateurs, présidée par M. Althans, a opéré sur des guichets de forme et de dimensions variées : guichets circulaires de 178 m/m 5 et de 253 m/m de diamètre ; guichets carrés de 159 m/m 5 de côté ; guichets rectangulaires de 223 m/m sur 113 m/m, tous enchâssés dans une conduite circulaire métallique de 364 millimètres. Les résultats de ces essais ont paru dans le *Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale (tome 3, 2e livraison 1889, 3e Série) : les coefficients de dépense calculés d'après la théorie, ont été trouvés très différents de ceux qui traduisaient, en réalité, les observations faites

COEFFICIENT de dépense théorique	COEFFICIENT de dépense réel
0,7349	0,6337
0,7729	0,6412
0,8465	0,6409
0,7014	0,6088
0,7032	0,6086

Le rapporteur conclut en disant que « la valeur de l'orifice équivalent proposée par M. Murgue et adoptée par la sous-commission prussienne, dans laquelle le coefficient de dépense est pris égal à 0,65, est parfaitement confirmée par l'expérience, en tant d'ailleurs que l'orifice est supposé circulaire ».

Pour les ouvertures de un mètre carré et au-delà, de surface égale à celle des orifices équivalents considérés

en pratique, on peut, jusqu'à nouvel ordre, accepter pour ce coefficient la valeur :

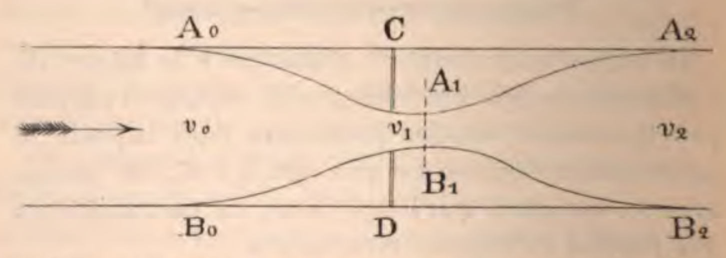
$$m = 0{,}65$$

Dans un article fort intéressant, publié par la *Revue universelle des Mines et de la Métallurgie* (tome XLIV, octobre 1898), M. Hanape, professeur à l'Ecole des Mines de Mons, analyse les causes d'erreur qu'entraîne l'essai des ventilateurs à l'aide d'un guichet à l'air libre : il expose que les coefficients de dépense n'ont pas été vérifiés pour les petits orifices et n'ont jamais été déterminés pour de grandes sections ; la conséquence qu'il en tire, c'est que la formule de l'orifice équivalent de Murgue n'a rien d'absolu, si on l'identifie à l'orifice en mince paroi.

Dès le mois d'août 1897, nous avons commencé l'étude de cette question ; nous avons complété nos recherches expérimentales dans le courant de l'année 1898 ; c'est le résultat de ces essais que nous allons analyser et faire connaître, après avoir, en quelques mots d'historique, exposé l'état de la question.

§ 2me. — Théorie du guichet

Supposons un diaphragme ou guichet C D, interposé dans une galerie de mine, ou dans une canalisation de



section constante, parcourue par un courant d'air circulant dans le sens de la flèche.

Les filets fluides se contractent au passage de la veine à travers l'ouverture du guichet pour s'épanouir au-delà de la section contractée $A_1 B_1$.

Ce double phénomène de la contraction et de l'épanouissement du courant engendre, entre les deux sections $A_0 B_0 — A_2 B_2$, une perte de charge que la mécanique nous apprend à calculer.

Soit :

$v_0 — v_1 — v_2$ les vitesses dans les sections A_0 B $A_1 B_1 — A_2 B_2$;

$P_0 — P_1 — P_2$ les pressions mortes dans ces sections.

δ le poids spécifique du fluide ;

La perte de charge totale entre la section amont du guichet $A_0 B_0$ et la section aval du guichet $A_2 B_2$ a pour valeur :

$$H = \frac{P_0}{\delta} + \frac{v_0^2}{2g} - \left(\frac{P_2}{\delta} + \frac{v_2^2}{2g}\right) \quad (1)$$

Nous appliquons d'abord le théorème de Bernouilli à l'écoulement entre les sections $A_0 B_0$ et $A_1 B_1$:

$$\frac{P_0}{\delta} - \frac{P_1}{\delta} = \frac{v_1^2 - v_0^2}{2g} \quad (2)$$

De la section contractée $A_1 B_1$ à la section d'épanouissement final $A_2 B_2$, nous avons un changement brusque de section. Le théorème de Bernouilli peut être appliqué, en le modifiant d'après la règle de Bélanger, c'est-à-dire en diminuant la charge, de la hauteur due à la *vitesse perdue* (1).

$$\left(\frac{v_1 - v_2}{2g}\right)^2$$

(1) Haton de la Goupillière, Cours de Machines, page 85.

L'application de cette règle donne la relation :

$$\frac{P_1}{\delta} - \frac{P_2}{\delta} = \frac{v^2 - v_1^2}{2g} + \left(\frac{v_1 - v_2}{2g}\right)^2 \quad (3)$$

En ajoutant, membre à membre, les relations (2) et (3), et supposant pour simplifier $v_2 = v_0 = v$, on obtient :

$$H = \frac{P_0}{\delta} - \frac{P_2}{\delta} = \left(\frac{v_1 - v}{2g}\right)^2 \quad (4)$$

Soit : S la section uniforme de la conduite ;
m le coefficient de contraction ;
s la section du guichet.

On déduit :

$$msv_1 = Sv$$

$$v_1 = \frac{S}{s}\, v\, \frac{1}{m}$$

On peut, par suite, écrire l'expression (4) de la perte de charge totale H sous la forme :

$$H = \frac{v^2}{2g}\left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2$$

En exprimant H, non pas en colonne de fluide de densité δ, mais en hauteur d'eau de densité d, on aura :

$$H'd = H\delta$$

$$H' = \frac{v^2}{2g} \cdot \frac{\delta}{d}\left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2 \quad (5)$$

On tire de là la valeur du coefficient (m) :

$$m = \frac{S}{s}\,\frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh}{v^2}\,\frac{d}{\delta}}} \quad (6)$$

Cette formule ne diffère pas de celle qu'a établie M. Murgue (1) par des considérations un peu différentes.

---

(1) *Bulletin* de l'Industrie minérale, 2me série, tome IV, p. 739.

Nous sommes conduit à faire plusieurs observations sur l'expression analytique du coefficient de dépense donnée par la relation (6).

1° La différence de pression h, que nous avons considérée et qui rentre sous le radical $\sqrt{\frac{2gh}{v^2}}$, n'est pas la charge sous laquelle le courant passe de la face amont à la face immédiatement aval du guichet ; c'est l'excédent de pression entre deux sections, $A_0 B_0$ et $A_2 B_2$, situées, l'une avant toute inflexion des filets fluides et l'autre après complet épanouissement du courant sur les parois. De la section contractée $A_1 B_1$ à la section terminale d'épanouissement $A_2 B_2$, il y a, comme nous le verrons plus loin, récupération partielle de la force vive, sous forme d'un accroissement de pression, qui vient en déduction de la perte de charge produite par le retrécissement du guichet.

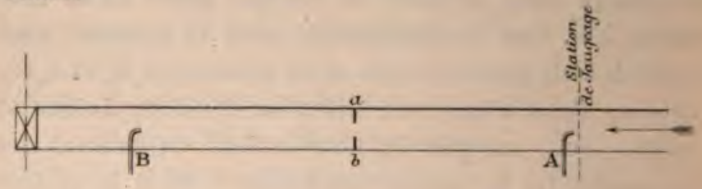
2° Comme conséquence, le coefficient de contraction m, qui résulte de cette formule, n'est pas celui qu'on trouverait pour l'écoulement à travers un orifice en mince paroi ; c'est le *coefficient de dépense* qu'il convient d'appliquer à un diaphragme interposé entre deux tronçons d'une conduite quelconque : cette donnée s'applique donc fort bien au cas des portes à guichet installées dans une galerie de mine.

§ 3me. — Méthode d'expérimentation.

Imaginons une conduite métallique de grand diamètre (D = 1 mètre ou D = $0^m,900$), en tôle de fer peinte au minium, analogue à celles qui ont fait l'objet des recherches résumées dans le titre 1er de cet ouvrage et d'un développement total d'environ 20 mètres.

Si, à l'exemple de la sous-commission prussienne du

grisou, nous intercalons dans cette conduite des diaphragmes a b de section différente et de formes variées, il sera possible, pour chacun d'eux, de mesurer très exactement la dépression motrice totale H, nécessaire pour faire circuler entre les tubes de prise A et B des volumes d'air animés de vitesse progressivement croissante.



Les résultats des recherches expérimentales opérées sur la conduite circulaire métallique dans laquelle sont enchâssés les guichets, permettent de calculer, avec une très grande approximation, la perte de charge qu'entraînerait le mouvement de l'air, entre les stations extrêmes du parcours A et B, si la conduite était libre et non obstruée partiellement par un diaphragme.

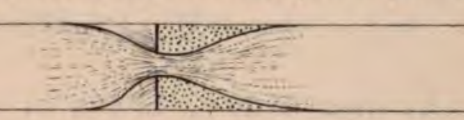
Soit h la valeur de cette dépression ainsi calculée.

La différence $H - h$ représente l'excédent de charge motrice dû au guichet ; ainsi que nous l'avons fait remarquer, et nous croyons bon d'insister quelque peu sur ce point particulier, cette pression $H - h$ est la mesure exacte de l'excédent de puissance qu'absorbe le guichet ; c'est la perte de pression qu'occasionne le diaphragme, majorée de la récupération partielle de force vive produite par l'épanouissement de la veine fluide le long des parois du tronçon de conduite, formant ajutage, qui l'accompagne.

La méthode dont nous venons de formuler le principe, nous semble être à l'abri de toute critique et présente une série d'avantages que nous allons passer en revue et analyser.

Avantages de cette méthode de mesure

1° L'incertitude qui règne dans la détermination directe de la chute de pression entre les faces *amont* et *aval* du diaphragme, disparaît totalement ; tous les expérimentateurs qui ont tenté de faire cette mesure savent combien elle est difficile et délicate ; dans la zone qui entoure la section contractée, après le passage



à travers le guichet, il y a des remous abondants, et on est fort embarrassé pour trouver la position qu'il convient le mieux de donner aux tubes de pression. Les observations recueillies de cette façon sont donc sujettes à être entachées d'erreur.

Dans la méthode que nous avons employée, la mesure des pressions s'opère dans des stations où le régime, redevenu normal, comporte l'homogénéité presque parfaite du courant ; la sensibilité du manomètre différentiel Murgue nous fournit la pression totale H avec une très grande exactitude ;

2° L'excédent de force absorbé par le diaphragme $H - h$ est lui-même obtenu avec une grande rigueur.

En effet, en raison des dimensions très grandes ($d = 1$ mètre ou $d = 0^{m},900$) de la conduite principale, la perte de charge entraînée par le seul frottement h est tout à fait minime.

Si nous considérons, par exemple, un essai sur le guichet le plus largement ouvert, enchâssé dans la conduite de 1 mètre de diamètre, nous trouvons, pour la vitesse maxima, que l'allure forcée de notre ventilateur nous a permis d'entretenir dans la canalisation, les éléments suivants :

NUMÉRO d'ordre	VITESSE mesurée	H TOTALE observée	h calculée	$H - h$
200	3m 369	11mm 550	0mm 161	11mm 389

On voit que le minimum du rapport $\frac{H}{h}$ est encore fort élevé :

$$\frac{H}{h} = 96,58$$

Une erreur de 20 °/₀, en plus ou en moins sur la valeur de h, ne peut entraîner sur le terme $H - h$ qu'une erreur inférieure à 0,5 °/₀ ;

3° Les conditions mêmes de l'installation décrite plus haut se prêtent bien à la mesure exacte de la vitesse réelle de circulation du courant.

Lorsqu'un diaphragme est constitué par une porte, munie d'un guichet, dont les montants sont encastrés dans les parois en maçonnerie d'une galerie, il faut des soins tout spéciaux pour que le joint avec la paroi soit d'une étanchéité parfaite ; sous l'action des chutes élevées de pression que détermine la résistance intercalée dans la galerie, une faible partie du courant peut avoir tendance à échapper à l'action du guichet et à passer directement, par les interstices, de l'une de ses faces sur l'autre.

On comprend qu'avec une conduite du genre de celle dont nous avons donné la description, composée de tronçons porteurs de brides d'assemblage et réunis par le serrage de boulons aplatissant un tube de caoutchouc intercalé, on peut avoir toute confiance dans l'étanchéité du joint.

En enchâssant le diaphragme dans la canalisation, à égale distance de chacune de ses extrémités, on est

assuré d'une part d'opérer le jaugeage du courant dans une section où les filets fluides sont homogènes et, d'autre part, de prendre les pressions en des points où la vitesse de régime n'a pas encore cessé, ou est déjà pleinement rétablie.

En supposant, ce qui n'était pas notre cas, que des pertes se produisent par les joints, régulièrement échelonnées le long de la conduite, la vitesse moyenne v déduite de l'observation des vitesses amont et aval :

$$v = \frac{v_0 + v_1}{2}$$

correspondrait exactement à celle qui règne dans le voisinage du diaphragme.

§ 4me. — Discussion de la formule

$$m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2g(H-h)}{v^2} \frac{d}{\delta}}}$$

La formule que nous avons établie, pour la détermination du coefficient de dépense m :

$$m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2g(H-h)}{v^2} \frac{d}{\delta}}}$$

comporte plusieurs vérifications expérimentales que nous allons successivement examiner et portant sur les points suivants :

1° Influence sur la valeur du coefficient m, toutes choses restant constantes, des variations de pression $H - h$.

2° Influence sur cette valeur, pour un guichet de forme déterminée et d'ouverture variable s, enchâssé dans une section donnée S, du rapport $\frac{S}{s}$.

3° Influence à égalité de $H - h$, et du rapport $\frac{S}{s}$ de la forme même de l'orifice.

4° Influence, à égalité du rapport $\frac{S}{s}$, et de la forme géométrique du guichet, de la relation de grandeur entre les dimensions de ce guichet.

Pour étudier, aussi méthodiquement que possible, ces différents côtés de la question, nous avons opéré sur des guichets circulaires, carrés et rectangulaires : l'ensemble des essais pratiqués a comporté 160 expériences, se répartissant comme suit, en trois groupes A, B, C.

A	Guichets circulaires.... .	39 observations.
B	Guichets carrés..........	47 —
C	Guichets rectangulaires...	74 —

Pour une forme déterminée de guichets circulaires ou carrés, on fait varier le rapport $\frac{S}{s}$ en lui conservant dans les groupes A et B, sensiblement les mêmes valeurs.

FORME du guichet	VALEURS SUCCESSIVES DU RAPPORT $\frac{S}{s}$					
	1re série	2e série	3e série	4e série	5e série	6e série
Circulaire A	15,500	9,7082	6,7465	5,1654	4,2337	3,2465
Carré B	16,526	9,6010	6,7235	5,1637	4,2084	3,2743

Chaque série d'un groupe A ou B implique des lectures de la dépression totale H, pour des vitesses variables de l'air circulant dans la conduite.

Le groupe C a été consacré à des observations sur

une série de guichets rectangulaires, de même surface, réalisant à peu de chose près la condition :

$$\frac{S}{s} = \text{constante}$$

les dimensions a et b données successivement à l'ouverture rectangulaire sont telles que le rapport $\frac{a}{b}$ passe de :

$$\frac{a}{b} = 1{,}3058 \text{ à } \frac{a}{b} = 1$$

le rectangle, progressivement déformé, devient un carré.

Groupe C							
Désignations	1re Série	2e Série	3e Série	4e Série	5e Série	6e Série	7e Série
$\frac{S}{s}$	6,7426	6.7319	6,7266	6,7249	6,7255	6,7319	6,7499
a	0,850	0,750	0,650	0,550	0,450	0,350	0,317
b	0,111	0,126	0,145	0,172	0,210	0,270	0,317
$ab = s$	$0^{m2}09435$	$0^{m2}0945$	$0^{m2}09457$	$0^{m2}0946$	0,0945	$0^{m2}0945$	$0^{m2}0943$

§ 5me. — Analyse des résultats obtenus

Nous renvoyons, pour le détail complet des observations et des calculs, aux tableaux annexés, faisant suite au texte.

Nous nous bornons à consigner ci-dessous les résultats d'ensemble, donnant la valeur du coefficient de dépense m.

NUMÉRO de la série	VALEUR MOYENNE DU COEFFICIENT DE DÉPENSE *m*.		
	GPOUPE A Guichets circulaires intercalés dans un tuyau circulaire de 1m000	GROUPE B Guichets carrés intercalés dans un tuyau de 1m000	GROUPE C GUICHETS rectangulaires intercalés dans un tuyau de 0m900
1	0,6611	0,6587	0,6431
2	0,6534	0,6398	0,6570
3	0,6226	0,6426	0,6591
4	0,6221	0,6318	0,6472
5	0,6260	0,6366	0,6550
6	0.6380	0,6406	0,6557
7	»	»	0,6508
Moyenne	$m = 0,6372$	$m = 0.6412$	$m' = 0,6525$

Nous arrivons maintenant à l'analyse des résultats obtenus :

1° D'après certains auteurs (1), Wiesbach en particulier, le coefficient de dépense pour des orifices en *mince paroi*, circulaires, de 10 à 24 millimètres de diamètre augmente avec la *dépression* et passe de 0,555 à 0,787.

Les orifices sur lesquels nous avons opéré sont de dimensions beaucoup plus grandes :

Guichets circulaires : de diamètre compris entre $0^m,254$ et $0^m,555$.

Guichets carrés : de côté compris entre $0^m,490$ et $0^m,278$.

Guichets rectangulaires : *a* varie de $0^m,111$ à $0^m,270$; *b* varie de $0^m,850$ à $0^m,350$.

Il ne semble pas apparaître, pour ces dimensions d'orifices, que la valeur de *m* s'accroisse avec la dépression ; dans les limites de *pressions réalisées*, les coefficients de dépense calculés (Voir tableaux

(1) Voir la note de M. Hanape, *Revue universelle des mines*, octobre 1898.

N° 23..... N° 41) paraissent être indépendants du taux de cette pression.

2° Pour une forme déterminée de guichet, enchâssé dans une conduite de section connue S, le coefficient de dépense semble varier un peu avec la section de l'orifice, et par suite avec le rapport $\frac{S}{s}$, plus fort pour pour un guichet étroit, il est un peu plus faible pour un large guichet.

3° Les orifices expérimentés ont des dimensions matérielles telles qu'on ne peut les assimiler à des orifices en mince paroi : ce sont des ajutages à base circulaire, carrée ou rectangulaire, et de hauteur infiniment faible.

Les moyennes trouvées pour les valeurs de m :

$m = 0,6372$ guichets circulaires
$m = 0,6412$ guichets carrés
$m = 0,6525$ guichets rectangulaires

diffèrent si peu l'une de l'autre que je ne me crois pas en droit de conclure à une influence marquée de la forme de l'orifice sur la valeur du coefficient de dépense.

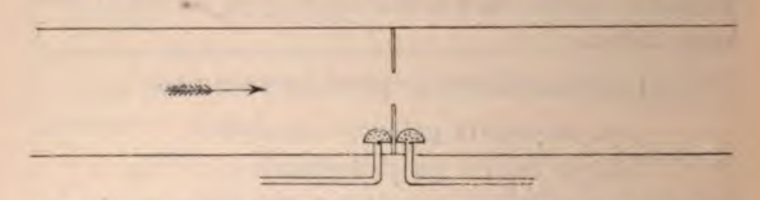
4° La moyenne des résultats obtenus pour le groupe C, à guichets rectangulaires progressivement déformés. est des plus concordantes ; il paraît donc démontré qu'à égalité de forme géométrique, et du rapport $\frac{S}{s}$, le coefficient m ne dépend pas du rapport de grandeur entre les dimensions de l'ouverture.

Cette conclusion s'appuie non seulement sur les valeurs de m déduites de l'observation de la perte de charge totale H, mais encore sur celles que fournit la mesure directe de la différence de pression, entre les deux faces du guichet, et dont il nous reste à parler.

§ 6me. — Mesure directe de la perte de charge due aux guichets.

Il était intéressant de vérifier l'exactitude de ce que nous avons annoncé : la chute de pression engendrée par le passage du courant à travers l'ouverture du diaphragme, est-elle en partie compensée par l'effet d'ajutage produit par la conduite qui lui fait suite ?

Pour opérer cette vérification, les flacons du manomètre Murgue ont été raccordés respectivement à deux tubes plongeant verticalement dans la conduite, placés au haut du tuyau et près de la cloison, dont l'orifice



inférieur était entouré d'une toile métallique à mailles fines, évitant, partiellement, l'influence perturbatrice des remous qui règnent dans la région voisine de la section contractée.

Nous avons groupé, dans le tableau ci-dessous, les éléments suivants de comparaison :

Valeur de la perte de charge attribuable au guichet, pour une vitesse donnée v (colonne 3), déduite de l'observation de la dépression totale (colonne 2) ; valeur de cette perte de charge mesurée directement et ramenée à la même vitesse v (colonne 8).

Il nous a suffi de faire choix, parmi tous les essais opérés sur le groupe C, de ceux pour lesquels la vitesse différait très peu de celle des expériences comportant une lecture directe de la chute de pression entre les deux faces du diaphragme.

MESURE INDIRECTE de la perte de charge due au guichet				MESURE DIRECTE de la perte de charge due au guichet						
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)	(11)
NUMÉRO d'ordre	H Perte de charge du guichet déduite de la perte de charge totale	v VITESSE moyenne de l'air dans la conduite	m Coefficient de dépense	NUMÉRO d'ordre	v VITESSE moyenne de l'air dans la conduite	H' PERTE de charge du guichet mesurée directement	H" PERTE de charge ramenée à la vitesse v	m' Coefficient de dépense	H" — H	$m' - m$
1re série 255	21mm055	2m004	0,6459	324	1m939	22mm020	23mm540	0,6128	2,485	0,0331
3e série 272	15,180	1,656	0,6340	325	1,761	18,706	16,536	0,6069	1,356	0,0271
4e série 282	18,912	1,945	0,6572	326	1,939	22,352	22,496	0,6086	3,584	0,0486
5e série 292	15,794	1,768	0,6514	327	1,685	16,599	18,280	0,6098	2,486	0,0416
7e série 317	24,177	2,182	0,6528	328	2.107	24,953	26,781	0,6236	2,604	0,0292

Les données de ce tableau et les calculs qui en découlent, prouvent de façon positive que la perte de charge mesurée directement entre les deux faces d'un diaphragme enchâssé dans une conduite, est *toujours supérieure* à celle que fournit le calcul, lorsqu'on se borne à déterminer l'*excédent de dépression* absorbé par la cloison. La théorie qui admet une récupération de la force vive, de la section contractée à la section d'épanouissement, est donc exacte.

Si v désigne la vitesse moyenne du courant dans la conduite, cette récupération de pression, que nous avons nommée h_2 dans la théorie générale du guichet, est représentée par l'expression :

$$\frac{P_1}{\delta} - \frac{P_2}{\delta} = \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} + \left(\frac{v_1 - v_2}{2g}\right)^2$$

Or,

$$v_2 = v_1$$
$$v_1 = \frac{S}{s} v \times \frac{1}{m}$$

On en déduit :

$$P_1 - P_2 = \frac{v^2}{g}\left(1 - \frac{S}{ms}\right)\frac{\delta}{d}$$

Nous avons calculé ce terme, pour chacun des essais de la colonne (5) du tableau précédent : il est intéressant de le comparer aux différentes valeurs de H″ — H de la colonne (10).

NUMÉRO D'ORDRE (1)	H″ — H (2)	$\frac{v^2}{g}\left(1 - \frac{S}{ms}\right)\frac{\delta}{d}$ (3)
324	2mm485	4mm598
325	1,356	3,155
326	3,584	4,370
327	2,486	3,950
328	2,604	5,330

Ainsi qu'on le voit, les chiffres de la colonne (3) sont notablement supérieurs à ceux de la colonne (2), la récupération de la force vive engendre une pression que donne en millimètres d'eau la colonne (3), et qui est, en partie, contrebalancée par les remous qui se produisent au voisinage de l'orifice. Il y a lieu d'observer, en effet, que si le tube de prise de pression *aval* eût été placé, non pas immédiatement près de la cloison, mais dans la zone de la *section contractée*, H″ aurait eu une valeur plus élevée, et, par suite, $H'' - H$ eût moins différé du terme de la colonne (3). En résumé, si nous nommons coefficient de dépense *apparent*, celui qui résulte de l'excédent de pression absorbé par l'intercalation d'un diaphragme placé dans une conduite, et coefficient de *dépense réel* celui qui résulte de la charge entre la paroi *amont* de la cloison et la *section contractée d'aval*, le premier est notablement inférieur au second. La connaissance du coefficient apparent m est, en fait, la seule intéressante, pour les applications que nous nous proposons de faire.

§ 7ᵐᵉ. — Applications.

A. — Première question

Un circuit souterrain quelconque absorbe une dépression totale de H millimètres d'eau, pour faire circuler un volume d'air q à la densité $\delta_0 = 1^k,200$. Que devra être l'ouverture s d'un guichet implanté dans une station dont la section transversale est S, pour qu'à dépression motrice supposée constante, le volume d'air soit abaissé de Q à q ?

Solution :

Sans interposition dans le circuit considéré, de la résistance additionnelle engendrée par une porte à

guichet, le volume d'air *diminué* q exigerait une dépression h que donne la relation :

$$h = H \frac{q^2}{Q^2} = H \frac{v^2}{V^2}$$

v et V représentant les vitesses moyennes du courant, dans la région de section S, voisine du guichet.

Ecrivons, d'une manière générale :

$$\frac{q}{Q} = \frac{1}{n}$$

On aura :

$$h = H \frac{1}{n^2} \qquad (1)$$

La résistance créée par le guichet devra être telle qu'elle absorbe la différence entre la dépression totale H que continue, *par hypothèse*, à produire l'appareil de ventilation et la dépression h que prendra le volume réduit q.

En appliquant la formule établie pour l'écoulement de l'air à travers un guichet, nous aurons :

$$\frac{H - h}{1000} \times \frac{d}{\delta_0} = \frac{v^2}{2g}\left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2 \qquad (2)$$

H et h sont exprimées en millimètres d'eau.

d poids du mètre cube d'eau = 1.000 kilos.

δ_0 poids du mètre cube d'air de mine = 1^k,200.

On a, entre les vitesses primitive et nouvelle V, v, la relation :

$$v = \frac{V}{n} = \frac{Q}{Sn} \qquad (3)$$

En remplaçant, dans la formule (2) h et v par leurs valeurs (1) et (3), on obtient :

$$H\left(\frac{n^2 - 1}{n^2}\right) \times \frac{1}{\delta_0} = \frac{1}{2g} \cdot \frac{Q^2}{S^2 n^2}\left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2$$

D'où on tire

$$\frac{S}{s} = m + mS\sqrt{2g \times \frac{1}{\delta_0}}\ \sqrt{\frac{H}{q^2}}\ \sqrt{n^2 - 1} \qquad (4)$$

Si A désigne l'orifice équivalent du circuit, avant interposition du guichet :

$$\frac{H}{q^2} = \overline{0{,}38}^2 \times \frac{1}{A^2}$$

La relation (4) devient alors :

$$\frac{S}{s} = m + mS\sqrt{\frac{2g}{\delta_0}} \times \frac{0{.}38}{A}\sqrt{n^2 - 1}$$

Posons :

$$mS\sqrt{\frac{2g}{\delta_0}} \times \frac{0{.}38}{A} = \alpha$$

pour un orifice équivalent déterminé, α est une constante :

$$\frac{S}{s} = m + \alpha\sqrt{n^2 - 1} \qquad (5)$$

Si dans cette équation (5), on fait :

$$\frac{S}{s} = y\,;\ \sqrt{n^2 - 1} = x$$

on a l'équation d'une droite :

$$y = m + \alpha x$$

Si maintenant, on considère des orifices équivalents variables $A_1\ A_2\ A_3 \ldots\ldots A_n$, la constante α prendra successivement des valeurs $\alpha_1\ \alpha_2 \ldots\ldots \alpha_n$. A chaque valeur de A, et par suite, de α, correspondra une droite différente ; on aura donc, en définitive, un faisceau de droites, recoupant toutes l'axe des oy, en un point fixe $y = m$. A une valeur donnée de n et, par suite,

de $n^2 - 1 = x$, correspondra, pour chacun des orifices équivalents du circuit A_1 A_2..... A_n, la valeur $\frac{S}{s}$ du rapport qu'on devra créer entre la section connue S de la galerie où est implanté le guichet, et l'ouverture s de ce guichet à déterminer.

Le tableau ci-contre renferme les valeurs calculées de $\frac{S}{s}$, pour des orifices équivalents, allant de $0^{m^2},25$ à 3^{m^2}, et pour des réductions à opérer sur le volume d'air, comprises entre $\frac{1}{2}$ et $\frac{1}{10^e}$.

(*Suit le tableau.*)

ORIFICE équivalent A	VALEUR DU RAPPORT $\frac{S}{s}$, POUR $n =$								
	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0^{m2},25	28,045	45,387	61,912	78,143	94,232	109,980	126,203	142,133	158,053
0.50	14,343	23,015	3,277	39,396	47,139	55,446	63,420	71,389	79,353
0,75	9,776	15,557	21,065	26,478	31,840	37,178	42,494	47,807	53,112
1 »	7,493	11,829	15,961	20,018	24,040	28,043	32,034	36,017	39,994
1,25	6,122	9,590	12,755	16,142	19,358	22,561	25,751	28,938	32,122
1,50	5,208	8,099	10,853	13,558	16,239	18,907	21,565	24,221	26,874
1,75	4,557	7,034	9,395	11,715	14,013	16,300	18,578	20,855	23,129
2 »	4,067	6,235	8,300	10,330	12,340	14,343	16,336	18,328	20,318
2,50	3,382	5,117	6,768	8,393	10,001	11,603	13,198	14,791	16,343
3 »	2,926	4,371	5,749	7,101	8,443	9,556	11,103	12,433	13,759

L'ensemble de tous ces résultats peut être reproduit graphiquement par le faisceau de droites $y = m + \alpha x$.

1er exemple. — Un circuit d'orifice équivalent égal à $1^{m2},50$ est parcouru par un courant d'air de 5 mètres cubes à la seconde : quelle section devra recevoir un guichet implanté dans une section de circuit égale à 4 mètres carrés, pour abaisser le volume d'air de 10^{m3} à 2^{m3} ?

$$\frac{q}{Q} = \frac{2}{10} = \frac{1}{5} : n = 5$$

Je parcours verticalement de haut en bas la colonne n° 5 du tableau précédent jusqu'à son intersection avec la colonne horizontale correspondant à $A = 1^{m2},50$. Je trouve immédiatement la valeur de $\frac{S}{s}$.

$$\frac{S}{s} = 13,55$$

D'où :

$$s = \frac{4^{m2}}{13,55} = 0^{m2},2952$$

Il suffira, par suite, d'ouvrir dans la cloison un guichet de $0^{m2},29$, pour réduire le volume du courant de 10^{m3} à 2^{m3}.

2me exemple. — *Inversement* on établit dans une section $S = 4^{m2}$, d'un circuit à orifice équivalent connu et égal à $1^{m2},50$ ($A = 1^{m2},50$), un guichet d'ouverture $s = 0^{m2},250$, dans quelle proportion réduira-t-on le volume d'air ?

On déduit :

$$\frac{S}{s} = \frac{4}{0,25} = 16.$$

Le tableau fournit une valeur approchée de n, un peu majorée :

$$n = 6 \begin{cases} \frac{S}{s} = 13,558 \text{ pour } n = 5 \\ \frac{S}{s} = 16,239 \text{ pour } n = 6 \end{cases}$$

Il y a *lieu de remarquer* que les valeurs, ainsi calculées et obtenues pour $\frac{S}{s}$ s'appliquent au cas d'un guichet ouvert dans une cloison dont le joint avec les parois *est supposé d'une étanchéité parfaite :* cette condition est rarement obtenue dans la pratique des mines, soit que le cadre de la porte à guichet sur lequel s'opère la buttée soit insuffisamment dressé, soit que le garnissage latéral, constitué généralement par de la terre fortement pilonnée entre deux éperons en planches, soit inefficace ; soit enfin que le vide entre le sol et l'ossature de la porte soit mal bourré. Chacun des orifices de perte ainsi formés donne lieu, sous la chute de pression, à un débit partiel qui vient en déduction de celui qui traverse le *guichet proprement dit*. Aussi comprend-on que, pratiquement, l'ouverture s à donner sera plus faible que celle fournie par la théorie ; elle en différera d'autant moins que la porte sera installée avec plus de soins, et qu'en fait on se rapprochera davantage des conditions d'étanchéité, sans le bénéfice desquelles il est impossible d'étudier le mode d'action du guichet.

B. — Deuxième question

Exprimer, en longueur équivalente de la galerie dans laquelle il est enchâssé, la résistance produite par un guichet.

Reprenons la formule générale qui donne la perte de charge créée par le guichet :

$$H = \frac{v^2}{2g} \delta \left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2 \qquad (1)$$

Soit q, le volume d'air parcourant la galerie :

$$v = \frac{q}{S} \qquad (2)$$

La relation (1) donne, par suite :

$$H = \frac{1}{2g} \cdot \frac{q^2}{S^2} \delta \left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2 \qquad (3)$$

$$\frac{H}{q^2} = \frac{1}{2g} \times \frac{1}{S^2} \delta \left(\frac{S}{ms} - 1\right)^2 = \mu \qquad (4)$$

Le second membre de cette équation donne le nombre de *murgues* équivalents à la résistance du guichet de section s placé dans une galerie de section S.

Considérons successivement les 3 types A, B, C, de galeries, *voûtée*, à *parois nues* et *cadrées*, de section S égale à $3^{m^2},600$, dont nous avons précédemment calculé le nombre de *murgues* par mètre courant de longueur.

$$\mu_A = 0,0509$$
$$\mu_B = 0,1456$$
$$\mu_C = 0,2407$$

Si nous enchâssons, dans chacun de ces types de galeries, des guichets carrés, à coefficient moyen $m = 0,6412$, le nombre de murgues de ces guichets de section variable

$s = 0,10 \times 0,10 = 0^{m^2}01$	$s = 0,40 \times 0,40 = 0^{m^2}16$
$s = 0,20 \times 0,20 = 0\ \ 04$	$s = 0,50 \times 0,50 = 0\ \ 25$
$s = 0,30 \times 0,30 = 0\ \ 09$	$s = 0,60 \times 0,60 = 0\ \ 36$

se calculera facilement par la formule (4).

Le tableau ci-dessous donne le résultat de ces calculs :

DÉSIGNATIONS	$s = 0^{m^2},01.$ $\frac{S}{s} = 360.$	$s = 0^{m^2},04.$ $\frac{S}{s} = 90.$	$s = 0^{m^2},09.$ $\frac{S}{s} = 40.$	$s = 0^{m^2},16.$ $\frac{S}{s} = 22,5.$	$s = 0^{m^2},25.$ $\frac{S}{s} = 14,4.$	$s = 0^{m^2},36.$ $\frac{S}{s} = 10.$
Murgues du guichet μ	1482350	91654	17782	5484	2173	1005
Rapport $\frac{\mu}{\mu_A}$..	29122800	1800680	349340	107749	42691	19752
Rapport $\frac{\mu}{\mu_B}$..	10181000	629495	122120	37668	14924	6905
Rapport $\frac{\mu}{\mu_C}$..	6158500	380780	73875	22785	9027	4177

Ainsi, un guichet carré de $0^{m^2},16$ ($0^m,4 \times 0^m,4$) intercalé dans une galerie cadrée (type C) produit une résistance supplémentaire équivalente à celle que présente une longueur de 22785^m de cette galerie.

Ce guichet vaut *5484 murgues*, il absorbera pour faire circuler, par exemple, un volume $q = 10$ mètres cubes d'air de mine à densité $\delta = 1.200$, une dépression h donnée par la relation

$$h = \mu q^2 = 5484 \times \overline{10}^2 = 548400$$
$$= 548^{mm}.$$

TITRE III

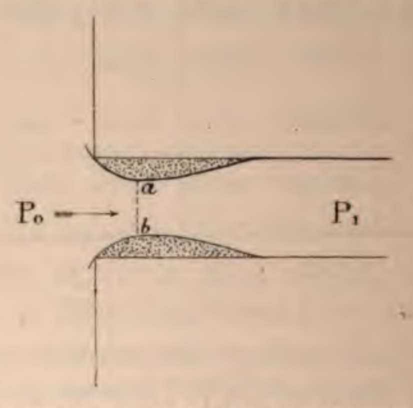
De l'utilisation des ajutages convergents-divergents.

§ 1er. — Rappel de quelques propriétés.

Lorsqu'un fluide s'écoule d'un récipient à pression P_0 dans un milieu à pression P_1 au moyen d'un ajutage cylindrique, la veine se contracte après le passage de l'orifice, s'épanouit progressivement, atteint, en se

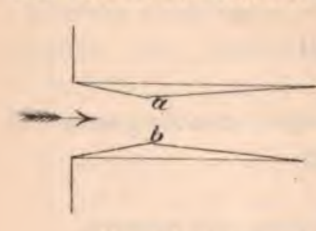
gonflant, les parois de cet ajutage, si sa longueur est suffisante et s'écoule à *gueule-bée*.

On démontre que, dans l'intérieur de l'ajutage, au voisinage de la section contractée, règne une pression



inférieure à celle du milieu P_1 ; le vide relatif produit une succion, qui, en quelque sorte, attire le fluide renfermé dans le récipient, et accroît notablement la vitesse d'écoulement.

Lorsque l'ajutage cylindrique est remplacé par un ajutage conique convergent, suivi d'un ajutage conique divergent, les mêmes effets se produisent, mais amplifiés ; dans la section contractée a b, on constate une diminution relative de pression très importante.



Par l'expérience on a déterminé les valeurs de l'angle au sommet des cônes convergents, et des cônes divergents, engendrant le coefficient de dépense maximum ; on a trouvé :

Pour le cône convergent...... $\alpha = 30^\circ$
Pour le cône divergent....... $\alpha = 7^\circ$

Les propriétés remarquables des ajutages, que nous venons de rappeler très brièvement, ont donné lieu à

des applications industrielles nombreuses et fort importantes.

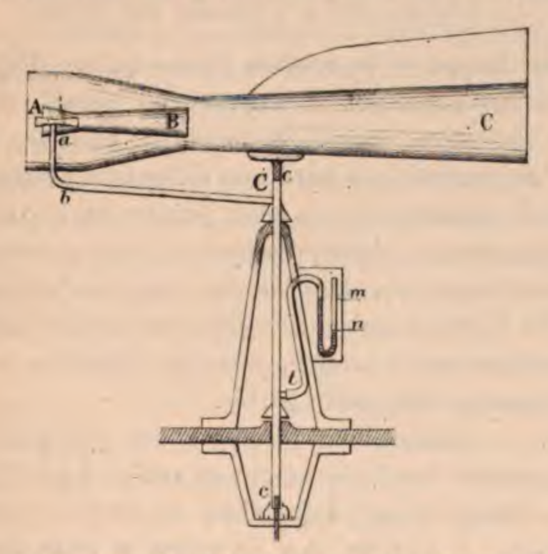
Applications industrielles

Guibal a amélioré notablement le rendement du ventilateur qui porte son nom, en munissant son appareil d'un diffuseur divergent qui amortit progressivement la vitesse imprimée à l'air à sa sortie de la roue.

Les *injecteurs*, *éjecteurs* sont fondés sur les mêmes principes.

Une application des plus curieuses est celle qui a été réalisée par M. Bourdon, dans la construction de son manomètre multiplicateur destiné à enregistrer la vitesse du vent.

Nous cédons au plaisir de résumer en quelques



mots, ci-dessous, la description qu'en fournit M. Ser, dans son traité de physique industrielle (1).

(1) Ser. Traité de physique industrielle, pages 355 et suivantes.

L'appareil est constitué par un ensemble de trois tubes convergents-divergents, emboîtés les uns dans les autres et disposés de façon telle que la partie épanouie du tube enveloppé débouche dans la section contractée du tube enveloppant. On fait communiquer la partie étranglée du plus petit ajutage avec l'une des branches d'un manomètre à eau : on obtient, de la sorte, une amplification considérable de l'indication manométrique.

Ainsi, pour une vitesse de vent de 3 mètres, correspondant à une pression vive de $0^{mm},6$ d'eau, on observe :

Dans le 1er tube extérieur.........	2^{mm}, 1
Dans le 2e tube moyen...........	7 » 5
Dans le 3e tube intérieur.........	28 » 0

APPLICATION A L'AÉRAGE DES MINES

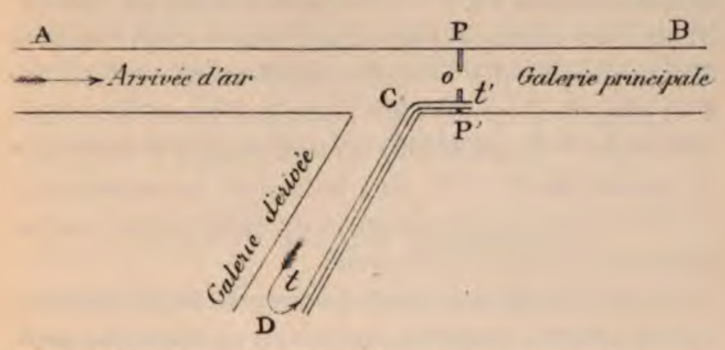
Très frappé de la succion élevée qu'une disposition judicieuse d'ajutages en batterie était capable d'engendrer, nous nous sommes demandé si, *dans les mines*, on n'en pourrait pas faire une utilisation avantageuse, pour la production, en des points *particuliers* de certains circuits, de dépressions *locales* importantes.

Nous avons vu, dans un des chapitres précédents, que la porte à guichet, employée comme agent de répartition des courants, dissipait l'énergie en n'en restituant qu'une faible partie.

Or, si l'abaissement de pression que produit un guichet entre ses faces amont et aval, n'a pas d'importance lorsqu'il s'agit d'une chute de pression librement consentie, il n'en va plus de même si cette chute est imposée par la nécessité de déterminer la circulation d'un volume d'air, d'intensité donnée, à travers un parcours dérivé.

Le croquis ci-contre nous aidera à faire bien comprendre notre pensée.

Sur une galerie principale de circulation d'air A B, on est, je suppose, amené à brancher une galerie dérivée quelconque, traçage de recherche ou d'exploitation C D.



Cette dérivation est alimentée par un courant secondaire pris sur le courant principal, qui nourrit les fronts D du chantier en creusement et se déverse dans l'artère générale A B, au-delà d'une porte à guichet P P′, dans laquelle est enchâssée la canalisation de tuyaux aérant l'ouvrage secondaire.

L'ouverture *o* du guichet doit être réglée de façon telle qu'il se produise, entre les deux faces *amont* et *aval* de la porte P P′, une différence de pression correspondant à la perte de charge suffisante et nécessaire pour que la canalisation *t t′* débite le volume d'air jugé utile pour la ventilation de l'avancement D.

On conçoit que ce procédé de distribution réduise d'autant plus l'importance du courant principal, en rétrécissant l'orifice équivalent correspondant au circuit primaire, que la canalisation employée *t t′* sera elle-même plus résistante pour livrer passage à un volume d'air donné.

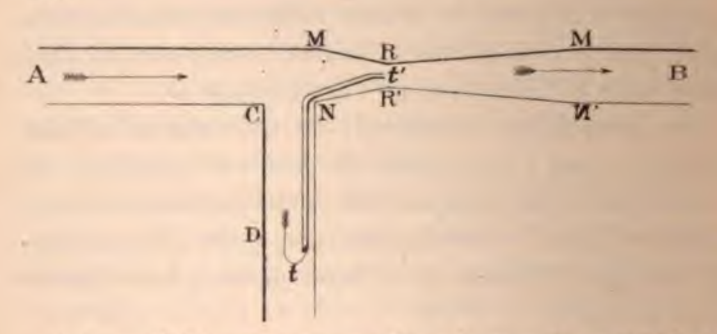
C'est, dans cet ordre d'idées, et pour contrebalancer cet inconvénient, que nous avons généralisé, après expérience concluante, pour l'aérage de tous les circuits dérivés importants ouverts dans nos mines grisouteuses,

des canalisations de très grande section, qui ont été étudiées dans les chapitres précédents.

La ventilation dite *secondaire*, comportant la production du courant dérivé à l'aide d'un appareil spécial, distinct du ventilateur principal installé à l'orifice de la mine, s'inspire des mêmes considérations; le ventilateur *secondaire* produit sur place la dépression motrice nécessaire à la génération du mouvement de l'air dans le circuit dérivé C D, sans influencer le courant principal qui continue à parcourir un circuit dont l'orifice équivalent n'est point diminué.

Or, en partant de l'exposé des propriétés des *ajutages convergents-divergents*, soit qu'on en utilise un seul, soit qu'on les groupe en batteries suivant l'ingénieux principe réalisé par M. Bourdon, peut-on pratiquement espérer obtenir une dépression locale, en faisant déboucher la ligne de tuyaux *t t'*, non plus derrière une porte à guichet P P', mais dans la section contractée d'un ajutage *convergent-divergent*, intercalé sur le circuit principal ?

Le croquis ci-dessous indique ce que nous avons en vue :



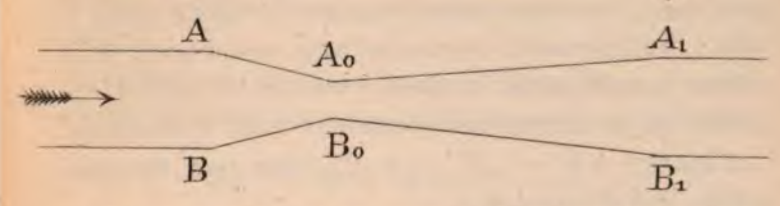
A B — C D sont, comme dans le croquis précédent, l'une la galerie principale, l'autre la galerie *dérivée*. La porte à guichet P P' est remplacée par un ajutage conique convergent-divergent M N — M' N', dans la

section contractée duquel débouche la canalisation tt' servant à l'aérage des fronts du travail préparatoire C D.

Dans le but de nous rendre compte du parti qu'on pouvait, *dans la pratique*, espérer tirer d'une semblable disposition, nous avons entrepris de nombreuses expériences, dont nous allons, dans les paragraphes suivants, définir le but, le programme et les résultats.

§ 2me. — But des expériences.

Considérons deux tronçons de galerie A B — A_1 B_1 de même section, raccordés entre eux par un ajutage conique convergent-divergent, dont la section rétrécie est A_0 B_0.



Théoriquement, si on suppose l'ajutage idéal, c'est-à-dire n'engendrant ni frottements, ni remous, on peut appliquer à l'écoulement de l'air entre les sections A B — A_0 B_0 et A_1 B_1, le théorème de Bernouilli, et écrire que, d'une section à l'autre, l'énergie totale du fluide reste constante.

On aura, par suite, en désignant respectivement les vitesses et les pressions, en chacune des stations A B, A_0 B_0, A_1 B_1, par $p\ v - p_0\ v_0 - p_1\ v_1$, la relation suivante :

$$\frac{p}{\pi} + \frac{v^2}{2g} = \frac{p_0}{\pi} + \frac{v_0^2}{2g} = \frac{P_1}{\pi} + \frac{v_1^2}{2g} = \text{constante.}$$

Mais *dans la pratique*, cette relation ne peut se

trouver entièrement satisfaite : d'abord les angles de convergence et de divergence, adoptés pour les ajutages coniques suivant les données fournies par l'expérience, donnent, malgré tout, naissance à des tourbillonnements et à des remous ; en second lieu, le frottement du fluide le long des parois peut atteindre une valeur qu'on n'a pas le droit de négliger.

Nous nous sommes proposé, dans nos essais, de mesurer, pour des volumes d'air variables :

1° La perte de charge totale h, exigée pour faire parcourir l'ajutage conique, convergent-divergent, de A B en A_1 B_1, par des courants d'intensité déterminée ;

2° La *succion*, ou le degré de vide relatif H, régnant dans le voisinage de la section contractée A_0 B_0.

Si l'ajutage était parfait, tel que celui que nous avons, plus haut, envisagé théoriquement, h serait égale à zéro ; *pratiquement*, ce résultat n'est pas obtenu, et la valeur de cette perte de charge mesure le degré d'imperfection qu'engendrent les remous et les frottements.

L'ajutage A B — A_0 B_0 — A_1 B_1, exige pour être parcouru, une dépression h.

Si aucun ajutage n'était intercalé entre les stations A B — A_1 B_1 de la galerie, la perte de charge correspondant à ce parcours simple aurait une valeur h' moindre que h.

D'une part, on perd en énergie par le fait même de l'interposition de l'ajutage :

$$h - h'$$

D'autre part, on gagne en dépression localement produite dans le voisinage de la section contractée H.

C'est à l'expérience que nous devons demander si l'un des termes l'emporte sur l'autre, si :

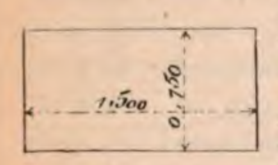
$$H > h - h'$$

Si l'hypothèse, $H > h - h'$ se trouve réalisée, notre ajutage produisant plus d'énergie qu'il n'en absorbe, le principe de son utilité pratique se trouvera manifestement mis en évidence.

§ 3me. — Marche des expériences.

Nous avons pratiqué tous les essais qui vont être relatés, à l'extérieur, dans la cour de notre magasin, à proximité du groupe de chaudières fournissant la force motrice aux machines de notre atelier; de semblables expériences, de nature essentiellement délicate, gagnent beaucoup à être faites, en dehors de la mine, car on est absolument maître de tous ses moyens et on peut, sans imprévu d'aucune sorte, opérer avec la plus grande précision et faire toutes les mesures avec une extrême rigueur.

Le circuit que devaient parcourir des courants d'air variables a été constitué par des éléments de nos grands caissons d'aérage, en bois, de section égale à $\frac{1^m,500}{0.750}$, le grand côté du rectangle étant placé horizontalement.

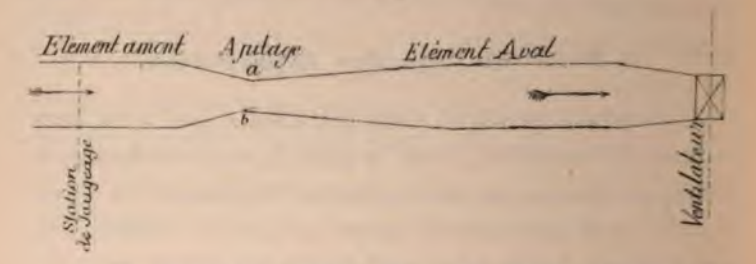


L'élément *d'amont* porte une station de jaugeage, avec tableau implanté verticalement sur la face supérieure du caisson (1) et sur lequel sont repérées les différentes positions qu'on veut successivement faire occuper à l'anémomètre.

L'élément *d'aval* est en relation, par un entonnoir de forme appropriée, avec l'ouïe d'un petit ventilateur Rateau dont la marche produit les courants d'intensités diverses, qui cheminent à travers le circuit.

(1) Voir la description de ce dispositif dans le premier titre de cet ouvrage.

Les deux éléments, *amont et aval*, sont raccordés par un ajutage convergent-divergent, *grossier*, tel qu'on peut facilement et *pratiquement* le réaliser dans une mine, à l'intérieur des travaux.



Je dis grossier, parce que : le raccordement de la partie convergente à la partie divergente a été fait sans *arrondir* les angles, ainsi qu'il conviendrait, à l'intersection de ces deux parties ; ensuite, la section rétrécie a *b* a été obtenue par la seule convergence des faces latérales du caisson, dont les faces supérieure et inférieure sont demeurées *horizontales* ; en d'autres termes, la hauteur de l'ajutage dans la section *rétrécie* est la même que celle des tronçons qui l'enchâssent, seule la largeur est diminuée. On comprend, par cette simple description, combien nous sommes loin des conditions que requiert la théorie ; aussi bien, avons-nous opéré ainsi *intentionnellement*, afin de nous placer, au point de vue expérimental, non point dans un cas qu'il serait souvent ou malaisé, ou coûteux, de reproduire, mais dans une hypothèse toujours facilement réalisable.

Si on désigne par S la section d'un des éléments, d'amont ou d'aval (supposée la même), par s la section contractée de l'ajutage convergent, on démontre, en mécanique, que l'effet de cet ajutage est d'accroître la vitesse d'écoulement, dans le rapport :

$$\mu = \frac{S}{s}$$

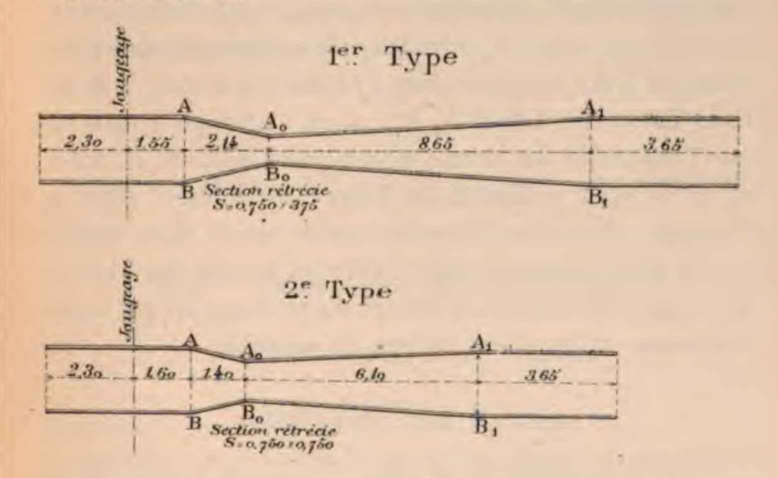
Il découle de là que le vide relatif, ou la *succion* produite dans la section contractée, varie avec ce même rapport μ.

Il était intéressant de diriger nos recherches en tenant compte de ce facteur; c'est pourquoi nous avons expérimenté sur deux types d'ajutages, intercalés entre des éléments de même section.

Dans le premier type, le rapport $\mu = 4$.

Dans le second type, le rapport $\mu = 2$.

Nous reproduisons, ci-dessous, pour l'intelligence des développements qui vont suivre, les croquis des ajutages, du premier et du second type, avec la disposition des éléments de caisson entre lesquels ils sont intercalés.



Sur chacun de ces types, nous avons fait deux groupes d'essais.

Dans le *premier groupe*, on étudie le circuit tel qu'il est représenté schématiquement plus haut, mesurant la perte de charge entre les sections A B et $A_1 B_1$, et la succion en $A_0 B_0$.

Dans le *deuxième groupe*, on branche sur le circuit

principal un circuit *dérivé*, constitué par une canalisation de tuyaux métalliques, elliptiques ou autres, qu'on fait déboucher dans la section rétrécie A_0 B_0. En tête de cette canalisation, à l'amont, est placé un caisson de dimensions appropriées dans lequel on opère le jaugeage du volume d'air aspiré, suivant la méthode rappelée plus haut et décrite en détail dans le premier chapitre de cette étude.

JAUGEAGE DU COURANT

Les éléments enchâssant l'ajutage, et l'ajutage lui-même, sont constitués par des planches en bois, soigneusement bouvetées, absolument étanches ; leur raccordement avec l'ajutage est particulièrement soigné. Des expériences préliminaires nous ayant démontré la concordance parfaite entre les valeurs trouvées pour les volumes d'air mesurés dans l'élément d'amont A B, et dans l'élément d'aval A_1 B_1, nous avons pu conclure que l'ensemble du circuit était rigoureusement étanche et qu'il était suffisant de jauger le volume d'air à l'amont ; c'est ainsi que nous avons opéré. Une vérification précieuse nous était d'ailleurs fournie par l'enregistrement du nombre de tours du ventilateur, qui nous a procuré un excellent moyen de contrôle.

MESURE DES DÉPRESSIONS

Pour l'évaluation de la perte de charge totale, entre les stations A B — A_1 B_1, on eût pu se contenter, dans le premier groupe d'essais, de mesurer les pressions à l'aide du tube *droit*, qui, comme on le sait, fournit l'indication de la pression morte. En effet, la différence des pressions totales est, entre ces deux points :

$$\frac{p}{\pi} + \frac{v^2}{2g} - \left(\frac{p_1}{\pi} + \frac{v_1^2}{2g}\right)$$

Or, lorsque les vitesses moyennes, à l'amont et à l'aval, ont même valeur, $v_1^2 = v^2$, et la différence des pressions totales se réduit à :

$$\frac{p}{\pi} - \frac{p_1}{\pi}$$

donnée par le tube droit.

Mais, dans le *deuxième* groupe d'essais, le volume d'air qui passe en A B, s'enrichit en traversant la section contractée A_0 B_0 du volume qu'apporte la canalisation dérivée : si bien que la vitesse aval v_1 peut différer notablement de la vitesse d'amont v.

Afin de nous épargner la nécessité de corriger les résultats de nos lectures, nous avons préféré, pour la mesure des pressions, faire usage exclusivement du tube de *Pitot*, c'est-à-dire du tube dirigé face au courant, recevant la pression de choc

$$\frac{v^2}{2g}$$

et donnant la pression totale du fluide en mouvement.

§ 4me. — Résultats des expériences

I°. — Premier groupe d'essais

Type d'ajutage A ($\mu = 4$)

On mesure d'abord la perte de charge nécessaire h, pour faire circuler dans l'ajutage convergent-divergent des volumes d'air variables ; on *calcule* la dépression h' qu'eût exigée le parcours A B — $A_1 B_1$, si l'ajutage n'eût pas été interposé, et, par suite, la différence d'énergie demandée $h - h'$:

Nous condensons ci-dessous les résultats de ces essais :

Tableau n° 1

NUMÉRO DE L'EXPÉRIENCE	1re série 329	2e série 330	3e série 331	4e série 332	5e série 333
Volume d'air q	$3^{m^3}969$	$3^{m^3}521$	$3^{m^3}160$	$2^{m^3}038$	$1^{m^3}373$
Perte de charge de l'ajutage h.	$2^{mm}875$	$1^{mm}794$	$1^{mm}416$	$0^{mm}734$	$0^{mm}246$
Orifice équivalent de l'ajutage A.	0,996	1,000	1,009	1,010	1,010
Perte de charge d'un caisson simple de longueur $A B - A_1 B_1 = h'$	0,170	0,106	0,086	0,044	0,015
$h - h'$..................	2,705	1,688	1,330	0,691	0,231

Ainsi, pour un volume d'air de $3^{m^3},969$, l'ajutage absorbe $2^{m}/^{m},705$ de dépression supplémentaire, par suite des remous et des frottements.

Le vide relatif H produit dans la section contractée, a été mesuré pour des volumes d'air de même ordre que ceux qui sont inscrits dans les colonnes précédentes, et qui n'en diffèrent que très peu.

Tableau n° 2

NUMÉRO DE L'ESSAI	334	335	336	337	338
Volume d'air q...........	$4^{m^3}306$	$3^{m^3}802$	$2^{m^3}748$	$2^{m^3}247$	$1^{m^3}467$
Vide relatif dans la section contractée H...........	m/m 15,272	m/m 11,887	m/m 6,175	m/m 4,104	m/m 1,774

Discussion des résultats

1° Ainsi que le fait prévoir la théorie, le vide relatif qui existe dans la section contractée $A_0\ B_0$, est *proportionnel à la charge*, c'est-à-dire au carré de la vitesse moyenne.

Ci-dessous, nous mettons en regard de la succion

donnée par les essais 334-335 et suivants, les valeurs qu'on trouve par le calcul en admettant la proportionnalité au carré de la vitesse, et en partant, comme origine, du résultat expérimental fourni par l'essai 334.

NUMÉRO d'ordre	SUCCION observée	SUCCION calculée	DIFFÉRENCE +	DIFFÉRENCE —
334	15mm272	15mm272	»	»
335	11,887	11,910	0mm023	»
336	6,175	6,220	0,045	»
337	4,104	4,160	0,056	»
338	1,774	1,772	»	0,002

La concordance entre les résultats de l'observation et ceux du calcul est aussi satisfaisante que possible.

2° Le vide relatif H est très supérieur à l'excédent $h - h'$ de pression absorbé par l'ajutage convergent-divergent.

La loi de la proportionnalité de H au carré de la vitesse moyenne ayant été reconnue exacte, nous avons le droit de calculer, en partant des données du tableau n° 2, les succions H' correspondant à des volumes d'air q strictement les mêmes que ceux qui sont inscrits dans le tableau n° 1.

Nous obtenons ainsi :

NUMÉRO DE L'ESSAI	329	330	331	332	333
Succion H............	16mm273	10mm170	8mm166	4mm232	1mm422
Supplément de perte de charge exigé par l'ajutage... $h-h'$	2,705	1,688	1,330	0,691	0,231
Gain effectif en succion locale	13,568	8,482	6,836	3,541	1,191
Rapport $S = \frac{H}{h-h'}$	6,016	6,021	6,139	6,132	6,157

Si nous établissons le rapport S, qui résulte de ces essais, entre la succion locale effectivement produite et le supplément de pression employé pour faire franchir l'ajutage au courant, nous trouvons une valeur moyenne :

$$S = \frac{H}{h - h'} = 6{,}093.$$

Ainsi, la question que nous avons posée dans les préliminaires se trouve résolue : *l'ajutage convergent-divergent décrit, bien qu'imparfait comme construction*, est capable de produire une *succion locale* supérieure d'environ six fois à la dépression supplémentaire qu'il absorbe.

L'expérience confirme donc entièrement les vues théoriques émises plus haut, et dénote qu'une semblable disposition peut être avantageusement employée.

II°. — Premier groupe d'essais

Type d'ajutage B ($\mu = 2$)

Nous condensons ci-après, sans nouvelle explication qui serait superflue, les résultats fournis par les essais similaires sur le deuxième type d'ajutage.

NUMÉRO DE L'ESSAI	1e Série 349	2e Série 350	3e Série 351	4e Série 352	5e Série 353
Volume d'air q	$4^{m^3}024$	$3^{m^3}547$	$3^{m^3}323$	$3^{m^3}308$	$2^{m^3}430$
Succion dans la partie contractée H	$4^{mm}038$	$3^{mm}123$	$2^{mm}661$	$2^{mm}669$	$1^{mm}465$
Perte de charge due à l'ajutage h............	0,22	0,17	0,15	0,15	0,08
Perte de charge d'un caisson de longueur A B, A_1 B_1........ h'.	0,12	0,09	0,08	0,08	0,04
Excédent de perte de charge due à l'ajutage.... $h-h'$.	0,10	0,08	0,07	0,07	0,04
Gain effectif en succion locale.................	$3^{mm}93$	$3^{mm}04$	$2^{mm}59$	$2^{mm}59$	$1^{mm}42$
Rapport $S = \frac{H}{h-h'}$.......	41,08	39 »	39,71	40,92	40,13

La proportionnalité de la succion au carré de la vitesse se trouve, par ces essais, également bien vérifiée.

NUMÉRO d'ordre	SUCCION H observée	SUCCION H calculée	DIFFÉRENCE +	DIFFÉRENCE −
349	$4^{mm}038$	$4^{mm}038$	»	»
350	3,12	3,13	0,01	»
351	2,66	2,74	0,08	»
352	2,66	2,74	0,08	»
353	1,46	1,47	0,01	»

Comparaison entre les types A et B.

Si l'orifice équivalent des ajutages des types A et B est supposé le même, la succion locale, produite dans

la section contractée, sera mesurée théoriquement par le terme :

$$\left(\frac{v_0^2 - v^2}{2g}\right)\delta$$

dans lequel v_0 et v désignent respectivement les vitesses du courant d'air dans les sections A_0 B_0 et A B de l'ajutage.

En admettant, ce qui est plausible, que l'équation de continuité soit satisfaite, on a la relation suivante, dans laquelle q désigne le volume, S et s les sections A B $= A_0$ B_0 :

$$q = vS = v_0 s$$

Les types A et B sont caractérisés par la valeur du rapport

$$\frac{S}{s} = \mu = 4 \text{ pour le premier.}$$

$$\frac{S}{s} = \mu = 2 \text{ pour le second.}$$

On aura par suite

$$v_0 = 4\,v \text{ pour le type A}$$
$$v_0 = 2\,v \text{ pour le type B}$$

La succion locale étant à peu près représentée par :

$$v^2\left(\frac{16 - 1}{2\,g}\right)\delta = \lambda$$

pour le type A ; elle le sera, pour le type B, par :

$$v^2\left(\frac{4 - 1}{2g}\right)\delta = \lambda'$$

Le rapport théorique entre les valeurs des succions serait donc de

$$\frac{\lambda}{\lambda'} = 5.$$

En fait, étant donné les dimensions que nous avons

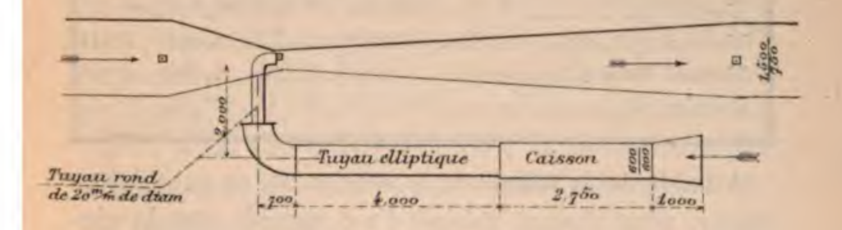
adoptées, et la différence de résistance de chacun des types d'ajutage, ce rapport est inférieur à 5 et oscille autour de 3,30.

$$\frac{\lambda}{\lambda'} = 3,30$$

III°. — DEUXIÈME GROUPE D'ESSAIS.

Ajutage type A.

Le croquis ci-dessous figure à l'échelle de $6^{mm},75$ par mètre les dimensions et la forme du circuit dérivé



branché sur le circuit principal, et débouchant dans la section contractée.

Nous avons, dans une première série d'expériences, déterminé très exactement *l'orifice équivalent* de l'ensemble des deux circuits, en mesurant la dépression totale et simultanément les volumes d'air q et q' de chacun des circuits.

NUMÉRO DES ESSAIS	359	360	361	362	363
Volume q'	$4^{m3},039$	$3^{m3},428$	$3^{m3},013$	$2^{m3},033$	$1^{m3},085$
Volume q	0,314	0,257	0,187	0,147	0,065
Volume total $Q = q + q'$	4,353	3,685	3,200	2,180	1,150
Dépression totale h.	$3^{mm},166$	$2^{mm},405$	$1^{mm},712$	$0^{mm},792$	$0^{mm},229$
Orifice équivalent A.	$0^{m2}9296$	$0^{m2}9029$	$0^{m2}9293$	$0^{m2}9308$	$0^{m2}9150$

La constance très nette de la valeur trouvée pour *l'orifice équivalent* de l'ensemble du circuit, est de nature à inspirer foi dans l'exactitude des mesures des volumes d'air et des dépressions.

Dans une seconde série d'expériences, nous avons observé la succion locale H qui régnait dans la section contractée, toujours pour des volumes d'air variables (1).

NUMÉRO DES ESSAIS	364	365	366	367
Volume q	$0^{m^3},292$	$0^{m^3},244$	$0^{m^3},222$	$0^{m^3},137$
Volume q'	3,917	3.041	2,624	1,941
Volume total $Q = q + q'$	4,209	3,285	2,846	2,078
Succion H	$13^{mm},90$	$8^{mm},54$	$6^{mm},61$	$3^{mm},20$

A l'aide de la valeur de la succion H, on peut déterminer, pour chaque volume d'air appelé dans le circuit dérivé, la perte de charge nécessaire à son mouvement entre les deux extrémités.

Soient :

$p\ p_0$ les pressions à l'amont et à l'aval du circuit dérivé.

$v\ v_0$ les vitesses du courant à l'entrée et à la sortie.

La perte de charge est la différence des pressions totales :

$$p + \frac{v^2}{2g}\delta - \left(p_0 + \frac{v_0^2\delta}{2g}\right)$$

$$p - p_0 + \left(\frac{v^2 - v_0^2}{2g}\right)\delta$$

δ étant la densité de l'air.

(1) Si ce mode d'expérimentation exige plus de temps, il comporte plus de précision, parce qu'il permet la comparaison des résultats, et fait apparaître nettement les essais qui ont pu être entachés d'erreur.

Or la succion H est précisément égale à $p-p_0$. La perte de charge du circuit dérivé est donc :

$$H + \left(\frac{v^2 - v_0^2}{2g}\right) \delta.$$

Si nous remplaçons les lettres par les valeurs qui sont fournies par un des essais, le n° 364 par exemple, nous trouvons pour la perte de charge du circuit :

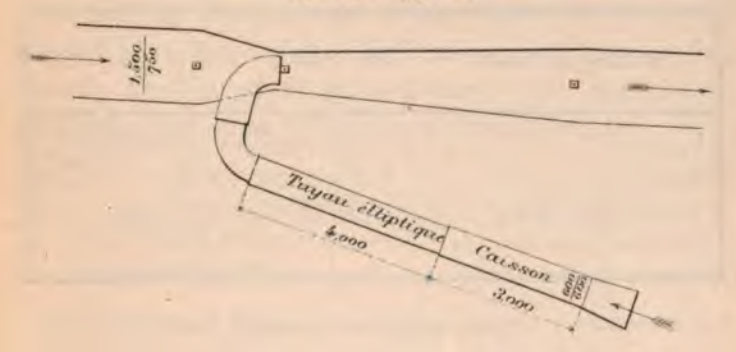
$$13,9 + \left(\frac{\overline{0,81}^2 - \overline{9,3}^2}{2 \times 9,81}\right) 1,105 = 13,9 - 4,8$$

Perte de charge $= 9^{mm},1$.

Or, si on calcule *a priori* la perte nécessaire pour faire circuler dans le circuit dérivé le volume de $0^{m3},292$, en tenant compte d'une part des changements brusques de section, et, d'autre part, des données expérimentales sur le coefficient α trouvées dans la première partie, le résultat du calcul diffère très peu du chiffre de $9^{mm},1$ qui résulte des essais.

Deuxième groupe d'essais

Ajutage type B.



Le croquis ci-dessus représente la disposition du circuit secondaire, débouchant dans la section contractée.

Au lieu d'un tuyau de $0^{m},20$ de diamètre, c'est un tuyau elliptique de $0^{m2},16$ d'ouverture qui est implanté sur l'ajutage.

L'orifice équivalent de l'ensemble des deux circuits a été déterminé, comme pour l'ajutage type A, par des mesures spéciales.

NUMÉRO DES ESSAIS	368	369	370
Volume q	$0^{m3},974$	$0^{m3},899$	$0^{m3},616$
Volume q'	3,197	3,030	2,199
Volume total $Q = q + q'$	4,171	3,939	2,815
Dépression totale lue	$2^{mm},478$	$2^{mm},270$	$1^{mm},080$
Dépression corrigée h	1,710	1,590	0,730
Orifice équivalent	$1^{m2},212$	$1^{m2},185$	$1^{m2},247$

Bien qu'un peu moins satisfaisante que pour le type d'ajutage A, la valeur de l'orifice équivalent déterminée pour le circuit, ne présente pas d'écart important, d'un essai à l'autre, et peut servir de base à la discussion.

La succion locale H a été mesurée; le tableau ci-dessous résume les observations.

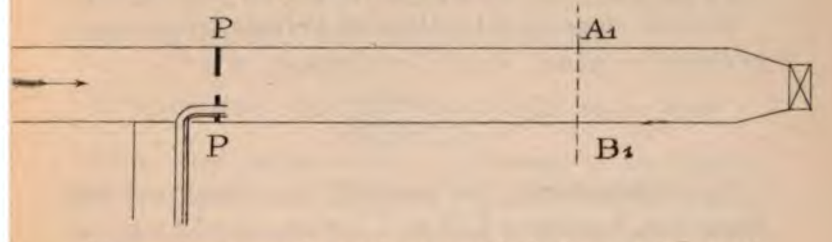
NUMÉRO DES ESSAIS	371	372	373	374	375
Volume q	$0^{m3}972$	$0^{m3}877$	$0^{m3}798$	$0^{m3}663$	$0^{m3}505$
Volume q'	3,437	3,039	2,845	2,218	1,820
Volume $Q = q + q'$	4,409	3,916	3,643	2,881	2,325
Succion locale H	$4^{mm},49$	$3^{mm},95$	$3^{mm},09$	$2^{mm},19$	$1^{mm},24$

Discussion des résultats.

Pour bien apprécier les avantages de l'intercalation des ajutages sur le circuit principal, et chiffrer le parti qu'on en peut tirer, il suffit de comparer *l'orifice*

équivalent de l'ensemble du circuit, déduit des essais, avec *l'orifice équivalent* qui correspondrait à l'implantation d'une porte à guichet.

Raisonnons sur les expériences n° 364 et n° 371.



Nous supposons la porte à guichet placée à l'endroit occupé par la section contractée de l'ajutage.

La dépression totale que le ventilateur aura à produire dans la section A_1 B_1 se composera de deux termes :

1° De la pression H créée par la porte obstruant le courant principal, pour appeler l'air du circuit dérivé.

2° De la perte de charge au mouvement entre les sections P P et A_1 B_1.

Premier exemple (Essai n° 364). — Le premier terme est fourni par l'expérience : il est égal à 13 m/m 9 ; le second peut être calculé facilement, connaissant le volume d'air, le profil du parcours et le coefficient caractéristique de la résistance α. On trouve pour cette valeur :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S} = \frac{0,0002436 \times 8,65 \times 4,50 \times \overline{3,75}^2}{1^{m},12}$$

$$h = 0^{mm}12$$

La dépression totale, pour faire passer un volume de $0^{m^3}292$ dans le circuit dérivé, et de $3^{m^3}917$ dans le circuit principal, soit un volume total de $4^{m^3}209$, serait de :

$$0,12 + 13,90 = 14^{mm}02$$

L'orifice équivalent de l'ensemble du circuit serait, par suite :

$$a = 0{,}38 \times \frac{4^{m^3},209}{\sqrt{14{,}02}} = 0^{m^2},427$$

Si on le compare à la valeur de l'orifice trouvé pour le circuit composé, muni d'un *ajutage*, on a :

$$\frac{a}{A} = \frac{0^{m^2},427}{0^{m^2},920}$$

Le rétrécissement de l'ensemble du circuit est très important, supérieur à 50 p. °/₀ (exactement 53,5 p. °/₀).

A volume égal aspiré, le travail mécanique demandé au ventilateur est fortement majoré. Ses valeurs, dans le premier et le second cas, sont dans le même rapport que :

$$\frac{A^2}{a^2} = \frac{0{,}92^2}{0{,}42^2} = 4{,}65$$

Deuxième exemple (Essai n° 371). — Le deuxième exemple est choisi parmi les essais faits sur l'ajutage B.

Avec une porte à guichet, substituée à la section contractée, la perte de charge totale serait, pour un volume total $Q = 4^{m^3}409$

$$4^{mm}.49 + \alpha \frac{Lpv^2}{S} = 4{,}49 + 0{,}09 = 4^{mm},58$$

L'orifice équivalent de l'ensemble du circuit :

$$a = 0{,}38 \times \frac{4{,}409}{\sqrt{4{,}58}} = 0^{m^2},64$$

Avec l'ajutage, $A = 1^{m^2}21$.

Le rapport $\frac{a}{A} = \frac{0{,}78}{1{,}21} = 0{,}64$

Le retrécissement du circuit est de 36 °/₀ ; l'augmentation de travail demandée au ventilateur est de :

$$\frac{A^2}{a^2} = \frac{\overline{1{,}21}^2}{\overline{0{,}78}^2} = 2{,}40$$

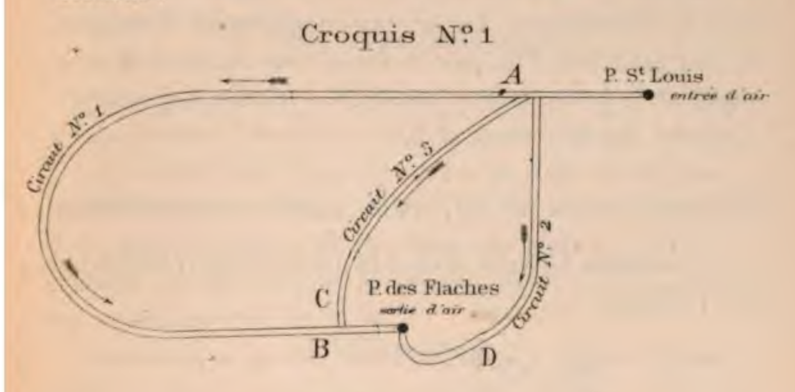
§ 5me. — Applications dans l'intérieur des travaux.

Nous avons fait au puits Saint-Louis une application pratique des principes précédents en vue d'accroître l'intensité du courant d'air d'un circuit dérivé.

1° Disposition relative des circuits de la mine

Notre mine de Saint-Louis, aérée par le ventilateur installé à l'orifice du puits des Flaches, comprend trois circuits qu'on peut schématiquement figurer comme ci-dessous :

Croquis N° 1

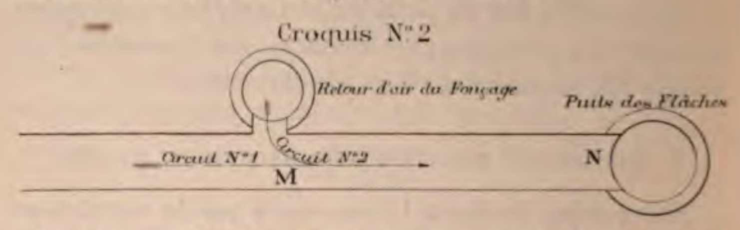


Les circuits n° 1 et n° 2 sont des circuits d'exploitation, dont les extrémités B et D débouchent dans le puits de retour d'air à des hauteurs différentes.

Le circuit n° 3 comprend le parcours d'une branche dérivée qui va nourrir l'avancement du puits des Flaches, en fonçage sous stot, et est rejetée en C, à la même cote que l'extrémité B du circuit n° 1, dans le retour d'air général. L'aérage du travail préparatoire, placé sur la branche n° 3, s'opère à l'aide d'une canalisation en tuyaux métalliques, circulaires, de 1 mètre de diamètre, qui déverse son courant dans un faux puits ouvert près de l'extrémité B.

Le croquis ci-dessous, reproduit en détail par la Pl. VIII de l'atlas, représente le raccordement des circuits n° 1 et n° 3 avec le puits des Flaches.

Croquis N° 2

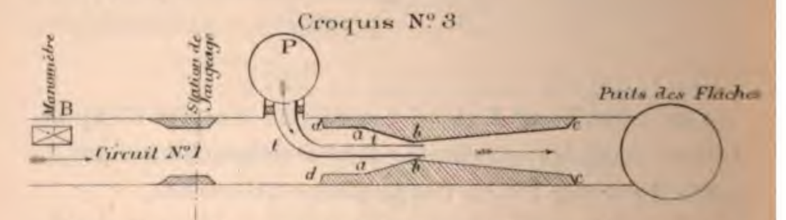


Le tronçon M N de galerie, commun aux deux circuits n° 1 et n° 3, n'ayant aucune affectation spéciale, ni pour le roulage, ni pour l'arrivée des remblais, se prêtait bien à l'installation d'un ajutage convergent-divergent, *ayant pour but* d'utiliser la force vive du courant principal n° 1, pour activer l'aérage du travail préparatoire branché sur le circuit n° 3.

2° Installation de l'ajutage convergent-divergent

Le schéma suivant donne la disposition d'ensemble de l'ajutage :

Croquis N° 3



Dans la partie retrécie *b b* d'un ajutage convergent-divergent débouche un tube de $0^m,750$ de diamètre, se raccordant par un coude arrondi avec le faux puits P du fonçage sous stot.

L'ajutage est constitué par quatre panneaux en bois, démontables, formés par l'assemblage de planches bouvetées. Les éléments, convergent et divergent, se soudent entre eux suivant la section *b b* ; les angles sont pour la convergence de 30°, pour la divergence de 7°.

L'ajutage proprement dit est prolongé par un caisson rectangulaire en bois, *a d*, qui, par des épaulements, s'appuie sur les parois de la galerie périphérique. Des digues en terre, soigneusement pilonnée, barrent le courant et l'obligent à s'engager dans le corps même de l'ajutage.

Les valeurs des sections utiles *a a*, *b b*, *c c*, sont les suivantes :

Section *a a*	$= 2^{m^2}438$
Section *b b*	= 0, 450
Section *c c*	= 2, 880

3° Programme des essais

Notre programme d'essais comportait trois séries d'expériences dont nous allons exposer l'objet.

La *première série* a eu pour but de déterminer *avant* l'installation de l'ajutage convergent dans le tronçon M N de la galerie collectrice des branches d'air n° 1 et n° 3, et *après* son enlèvement, l'intensité respective de chacun des courants n° 1, n° 2, n° 3.

Les données qu'elle était appelée à fournir devant servir à préciser la répartition des volumes d'air et l'orifice équivalent de l'ensemble de la mine sous ce régime.

La *deuxième série* a eu pour but d'étudier complètement l'effet produit par l'intercalation entre les points M et N, de l'ajutage dont la description a été donnée plus haut, et par conséquent, de déterminer la répartition nouvelle qu'elle engendre pour le courant d'air, entre les trois circuits considérés.

Dans la *troisième série*, on s'est proposé, après enlèvement de l'ajutage convergent divergent, d'obtenir dans le circuit n° 3, par les moyens usuellement employés, consistant dans la création de résistances

artificielles placées sur les circuits n° 1 et n° 2, *un volume d'air d'intensité égale à celle qu'on réalise à l'aide de l'ajutage.*

Des mesures d'ensemble opérées sur les branches n° 1, n° 2, n° 3, font connaître, dans de telles conditions, *le volume d'air total* qui parcourt la mine.

4° Mesure des volumes d'air

Trois stations de jaugeage, établies avec soin, aux extrémités B, C, D, de chacun des circuits représentés par le croquis n° 1, permettent aux trois groupes d'observateurs qui y sont placés de faire *simultanément* le jaugeage du courant.

La durée de chaque mesure anémométrique est de 160 secondes : l'anémomètre restant placé 10 secondes au centre de chacun des 16 compartiments égaux entre lesquels a été préalablement divisée la station de jaugeage.

Afin d'éviter toute perturbation accidentelle, due à l'ouverture des portes de distribution placées dans les travaux, ces mesures ne s'opèrent que dans l'après-midi, après la remontée du poste de jour.

5° Mesure des pressions

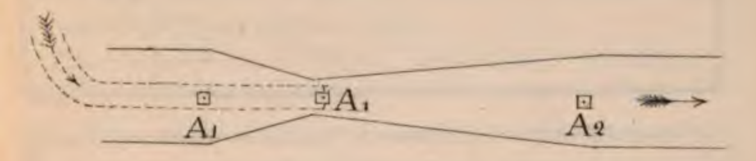
Le manomètre différentiel « Murgue » est descendu dans la mine et installé sur sa table de support au point B du circuit n° 1 (croquis n° 3), à 6 mètres environ de l'embouchure *d d*, de l'ajutage.

A travers la digue en terre qui barre le courant en *d d*, l'empêchant de circuler par l'espace laissé libre entre les parois de l'ajutage et celles de la galerie, pénètre un tuyau en fer de 2 mètres de longueur, de $0^m,040$ de diamètre.

Des tubes en caoutchouc traversent ce tuyau qui les

protège contre tout affaissement de la digue, et sont reliés, d'une part, au manomètre différentiel, d'autre part, aux tubes en cuivre qui servent à prendre les pressions.

Ces pressions ont été mesurées aux trois stations A, A_1, A_2



Nous avons fait usage du tube droit, donnant la charge de tension ou pression morte $\frac{P}{\pi}$. Des niches en zinc de $0^m,100 \times 0^m,100 \times 0^m,060$, sont implantées aux points A, A_1, A_2, de la face supérieure de l'ajutage : une rainure longitudinale de $0^m,01$ pratiquée dans l'épaisseur matérielle du bois, permet à la pression morte qui règne au ras de chacune des sections AA, A_1A_1, A_2A_2, de s'établir dans ces niches.

6° Résultats obtenus

1° *Circuits libres, sans interposition d'ajutage.* — Voici le résultat de deux jaugeages, pratiqués l'un *avant* la pose de l'ajutage, l'autre *après* son enlèvement. Les volumes consignés ci-dessous sont la moyenne d'une série de trois observations successives, et présentent, par suite, toutes les garanties désirables d'exactitude :

DÉSIGNATIONS	CIRCUIT N° 1 dit du Chêne	CIRCUIT N° 2 dit de Bréchignac	CIRCUIT N° 3 dit des Flaches	ENSEMBLE de la mine
1er Jaugeage..	10m³831	9m³465	3m³859	24m³155
2e Jaugeage...	10, 817	9, 589	3, 509	23, 915
Moyenne..	10, 824	9, 527	3, 684	24 ,035

Ces jaugeages effectués à un mois d'intervalle, du 15 janvier au 15 février 1900, témoignent, par leur constance presque parfaite, que, durant ce laps de temps, l'orifice équivalent de la mine de Saint-Louis ne s'est pas modifié.

La dépression enregistrée par l'appareil de contrôle est demeurée invariable, pendant l'exécution de ces mesures de volume, et a atteint 40 millimètres d'eau.

2° *Circuits avec interposition de l'ajutage convergent divergent.* — Cet ajutage est resté en place du 23 janvier au 5 février 1900.

Deux mesures de volume effectuées, l'une le 23 janvier, l'autre le 5 février, ont donné les résultats suivants :

DÉSIGNATIONS	CIRCUIT N° 1	CIRCUIT N° 2	CIRCUIT N° 3	ENSEMBLE de la mine
Jaugeage du 23 janvier	8m³668	8m³754	4m³979	22m³401
Jaugeage du 5 février..	8, 459	9, 315	5, 000	22, 774
Moyenne...	8, 563	9, 034	4, 989	22, 586

La dépression indiquée par l'appareil enregistreur reste égale à 40 millimètres d'eau.

La répartition des courants, créée entre les divers

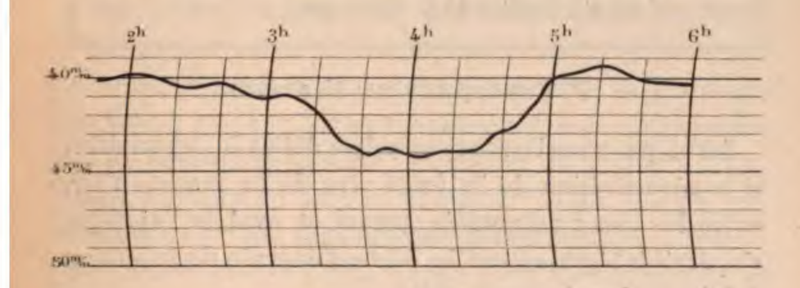
circuits par l'action de l'ajutage demeure, ainsi que le prouvent les chiffres du tableau précédent, sensiblement invariable, pendant la période de quinze jours, au cours de laquelle on a expérimenté sur cet appareil.

3° *Circuits n° 1 et n° 2, barrés par des résistances, pour obtenir dans le circuit dérivé un courant d'intensité égale à 5 mètres cubes.*

Ci-dessous sont consignés les résultats du jaugeage effectué le 15 février 1900.

DÉSIGNATIONS	CIRCUIT N° 1	CIRCUIT N° 2	CIRCUIT N° 3	ENSEMBLE de la mine
Jaugeage du 15 février	$8^{m^3}788$	$5^{m^3}814$	$5^{m^3}034$	$19^{m^3}636$

Au cours de ces essais, la dépression donnée par le ventilateur de la surface s'est nettement accrue, de 3 heures 1/2 de l'après-midi à 4 heures 1/2, et a atteint le chiffre moyen de 44 millimètres d'eau, comme le prouve le relevé du diagramme tracé par l'appareil de contrôle.



4° *Résumé.* — En résumé, sous chacun des trois régimes précédemment définis, voici comment s'est opérée la répartition du courant d'air entre les trois circuits :

DÉSIGNATIONS	CIRCUIT N° 1	CIRCUIT N° 2	CIRCUIT N° 3	Ensemble de la mine	Dépression produite par le ventilateur
1° Circuits libres.....	$10^{m}824$	$9^{m^3}527$	$3^{m^3}684$	$24^{m^3}035$	40^{mm}
2° Circuits avec intercalation de l'ajutage.	8, 563	9, 034	4, 989	22,586	40
3° Circuits 1 et 2 barrés par des résistances.	8, 788	5, 814	5, 034	19,636	44

On voit globalement, par le tableau ci-dessus, *tout l'effet qu'on peut retirer* d'un ajutage construit comme nous l'avons fait connaître, et la supériorité que donne ce *guichet à récupération*, sur les portes à *guichet ordinaires*.

Pour augmenter de *1^{m^3},316* le volume d'air de la branche dérivée, on perd sur le volume total parcourant la mine :

1^{m^3},449 avec l'ajutage
4^{m^3},399 avec les portes ordinaires

pour des dépressions motrices qui passent de *40 millimètres à 44 millimètres d'eau.*

Cette conclusion nous conduit naturellement à analyser, en détail, l'effet dû à l'ajutage.

7° Rendement de l'ajutage

Ainsi que nous l'avons exposé au début de ce chapitre, si la récupération de la force vive de la masse d'air, entre les deux extrémités amont et aval de l'ajutage, s'opérait intégralement, la perte d'énergie de la station A à la station A_2 serait nulle.

Nous avons déterminé avec précision la perte de charge absorbée par le courant pour circuler de l'amont à l'aval, en franchissant la section rétrécie dans laquelle débouche le tuyau $t\,t'$, en relation avec le circuit dérivé.

Soient :

$P\ P_1\ P_2$ les pressions mortes, en millimètres d'eau aux trois stations $A\ A_1\ A_2$.

$v\ v_1\ v_2$ les vitesses, en mètres, aux trois stations $A\ A_1\ A_2$.

$q\ q_1\ q_2$ les volumes d'air aux trois stations $A\ A_1\ A_2$.

La perte de charge entre les sections d'amont et d'aval A et A_2, est la différence des pressions totales ; elle a pour valeur :

$$P - P_2 + \left(\frac{v^2 - v_2^2}{2g}\right)\delta$$

Le tableau ci-dessous donne les résultats des calculs et des observations pour trois essais :

Numéro d'ordre	q	q_2	v	v_2	$\left(\frac{v^2-v_2^2}{2g}\right)\delta$	$P - P_2$	Perte de charge $P - P_2 + \left(\frac{v^2-v_2^2}{2g}\right)\delta$
376	$8^{m^3}552$	$13^{m^3}599$	3,507	4,722	0,606	5,023	$4^{mm}417$
377	8,478	13,440	3,477	4,667	0,587	5,023	4,436
378	8,694	13,636	3,566	4,735	0,589	5,297	4,708

Ainsi, la perte de charge totale absorbée par l'ajutage n'excède pas $4^{mm},50$ en moyenne ; il est remarquable qu'on puisse, de la sorte, étrangler un courant d'air, jusqu'au point de faire cheminer $8^{m^3},550$ à travers une section de $0^{m^2},45$, sans dissiper plus d'énergie. Ce résultat prouve que les angles admis pour la convergence et la divergence ont été bien déterminés.

La *succion locale* $P - P_1$ a la valeur suivante :

NUMÉRO d'ordre	q	q_2	$P - P_1$
379	$8^{m^3}621$	$13^{m^3}520$	$12^{mm}600$
380	8,676	13,682	12,653

Le tuyau du circuit dérivé débouche donc dans un milieu dont la *charge de tension* P_1 est inférieure de 12^{mm},625 en moyenne, à celle qui y règne lorsque l'ajutage convergent-divergent n'est pas placé.

La récupération de la charge de tension, entre la section contractée A_1 et la section terminale du tronçon divergent, a pour valeur :

NUMÉRO d'ordre	$q_1 = q_2$	$P_2 - P_1$
381	$13^{m^3}988$	$7^{mm}618$
382	13,520	7,524

On voit, d'après ces différents tableaux, que l'expérience donne pour $P - P_2$, ce que le calcul aurait pu fournir si on se fût contenté de mesurer $P - P_1$ d'une part et $P_2 - P_1$ d'autre part.

On a en effet :

$$P - P_1 = 12,62$$
$$P_2 - P_1 = 7,55$$

d'où on déduit :

$$P - P_2 = 5,07$$

valeur qui ne diffère pas de celle observée directement.

En résumé, on perd 12^{mm},625 de charge de tension de l'embouchure de l'ajutage à sa section contractée ;

on n'en récupère qu'une fraction, soit $7^{mm},55$, de la section contractée à la section terminale de la partie divergente.

8°. — CALCUL DES DÉPRESSIONS MOTRICES, AGISSANT SUR LES CIRCUITS N° 1 ET N° 2, AVANT ET APRÈS L'INTERPOSITION DE L'AJUTAGE.

Les résultats des essais consignés dans les tableaux précédents permettent de résoudre facilement cette question.

Soient :

H la dépression agissant en B sur les circuits 1 et 3 avant la pose de l'ajutage ;

h la dépression réduite agissant sur le circuit n° 1, après la pose de l'ajutage ;

Q et q les volumes d'air correspondants.

On a :

$$\frac{H}{h} = \frac{Q^2}{q^2}$$

$$\frac{H - h}{h} = \frac{Q^2 - q^2}{q^2} \qquad (1)$$

Remplaçons les lettres par leurs valeurs numériques :

H — h diminution d'énergie due à la perte de charge de l'ajutage $= 4^{mm},50$;

$Q = 10^{m^3},824$;

$q = 8^{m^3},563$.

On tire de la relation (1) :

$$h = \frac{\overline{8,563}^2}{\overline{10,824}^2 - \overline{8,563}^2}\, 4,50$$

$$h = 7^{mm},393$$

D'où :

$$H = 12^{mm},027$$

Ainsi, la dépression qui agissait sur le circuit n° 1 était, avant la pose de l'ajutage, de $12^{mm},027$.

Soient de même :

H la dépression totale agissant sur le circuit n° 3, avant l'installation de l'ajutage $= 12^{mm},027$;

ε la succion locale due à cet appareil;

ε' la perte de charge due au tronçon divergent $= 3$ millimètres;

Q, q les volumes d'air passant dans le circuit dérivé, avant et après la pose de l'ajutage :

$$Q = 4^{m^3},989$$
$$q = 3^{m^3},684$$

On aura :

$$\frac{H + \varepsilon - \varepsilon'}{H} = \frac{\overline{4,989}^2}{\overline{3,684}^2}$$

$$\varepsilon - \varepsilon' = 12,027 \left(\frac{\overline{4,989}^2 - \overline{3,684}^2}{\overline{3,684}^2}\right)$$

$$\varepsilon = 3^{mm} + 10^{mm},03 = 13^{mm},03$$

Le chiffre ainsi calculé diffère très peu de celui que fournit directement l'expérience.

On a, au moyen de l'ajutage, doublé la dépression du circuit n° 3 dérivé, en ne rétrécissant la mine que dans une proportion très faible.

En effet, les orifices équivalents a_1 a_2 a_3, correspondant à chacun des trois régimes précédemment définis sont :

$$a_1 = 0,38 \times \frac{24,035}{\sqrt{40}} = 1^{m^2},444$$

$$a_2 = 0,38 \times \frac{22,586}{\sqrt{40}} = 1^{m^2},357$$

$$a_3 = 0,38 \times \frac{19,636}{\sqrt{44}} = 1^{m^2},124$$

On obtient ainsi les rapports :

$$\frac{a_2}{a_1} = 0,9397$$

$$\frac{a_3}{a_1} = 0,7789$$

L'ajutage permet d'obtenir un courant d'intensité égale à 5 mètres cubes dans le circuit dérivé, en ne réduisant que de 6 °/₀ l'orifice équivalent primitif de l'ensemble des travaux ; *pour obtenir le même résultat, au moyen des résistances d'ordinaire employées, il faut consentir à diminuer cet orifice de 22 °/₀*.

9°. — Conclusions

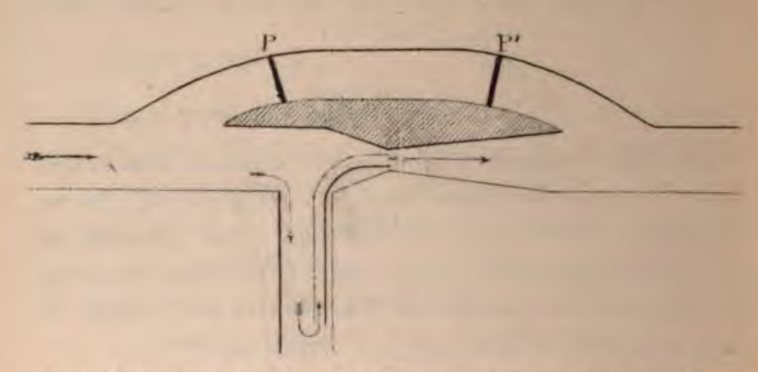
1° L'ajutage convergent-divergent ne peut être adapté indifféremment à toutes dispositions de l'aérage : il n'agit que par *aspiration* ;

2° L'ajutage convergent-divergent substitué à la classique porte à guichet, constitue un perfectionnement notable, puisqu'il permet d'activer la ventilation d'un circuit dérivé, en rétrécissant l'orifice équivalent de la mine dans une proportion beaucoup plus faible ;

3° Cette conclusion est étayée sur les résultats d'un essai pratique exécuté à l'intérieur des travaux avec toute la précision désirable ; elle confirme les déductions tirées des expériences relatées au début de ce titre et effectuées à l'extérieur ;

4° Dans l'application qui vient d'être analysée, le tronçon de la galerie dans laquelle est installé l'ajutage, n'est affecté à aucun service spécial ; si on ne peut, dans tous les cas, consentir à cette immobilisation, il sera toujours possible de creuser une voie latérale, défendue par deux portes conjuguées, laissant entre elles l'intervalle d'un convoi. La dépense de ce creusement sera

largement récupérée, s'il s'agit de ventiler un travail



en cul-de-sac de long développement, au moyen d'une branche d'air détachée du courant principal.

TITRE IV

Recherches expérimentales sur la perte de charge due au mouvement de l'air dans les puits de mine.

Les puits de mine peuvent constituer un des éléments de la conduite générale dont on a à calculer la perte de charge, pour connaitre la dépression totale nécessaire à l'avancement d'un travail préparatoire : qu'il s'agisse d'un puits en fonçage allant rencontrer, à une profondeur donnée en dessous du sol, un faisceau de couches de houille, ou d'un puits en approfondissement, creusé sur la hauteur séparant une couche en pleine exploitation d'une veine à reconnaitre, dont il faut préparer l'aménagement. A cet égard, les recherches spéciales opérées sur ce type particulier de galerie, rentrent intimement dans le cadre général des essais

que nous avons décrits dans les précédents chapitres de ce mémoire.

On ne possède que des données fort incomplètes sur la résistance au mouvement de l'air que présente une colonne de puits : les belles expériences de M. Murgue nous ont, il est vrai, fourni les éléments nécessaires pour déterminer la dépression absorbée par la circulation d'un courant d'air d'intensité connue, à travers des galeries *nues*, *boisées* ou *muraillées*; mais le puits de mine comporte un agencement spécial qui doit rendre hésitant dans l'application à ce cas particulier des constantes déterminées par M. Murgue. Lorsqu'il est muraillé, il affecte généralement la forme d'un tube cylindrique ; la galerie muraillée l'est rarement sur tout son pourtour, et ne constitue pas d'ordinaire un anneau maçonné, son profil présentant d'habitude deux pieds-droits verticaux surmontés d'un plein cintre ; en sorte que le mouvement de l'air qui la parcourt s'effectue sur une surface pariétale qui n'est pas uniformément lisse, le sol d'une semblable galerie conservant les aspérités et les brèches d'un tronçon *nu*.

Par contre, le *guidage*, de types variés, les tuyaux de conduite fixés le long de la maçonnerie et servant à différents usages, constituent autant d'obstacles d'une nature spéciale, propres à accroître la perte de charge qu'engendrerait la circulation de l'air dans un tube *nu*, ou *muraillé*, mais non guidé.

L'eau qui suinte des parois et tombe, plus ou moins abondamment, d'une hauteur plus ou moins considérable, ajoute son action à celles dont nous venons de parler; par sa chute, elle accélère ou elle ralentit le mouvement de l'air circulant dans le puits, suivant que le courant est descendant ou montant.

Cet ensemble d'éléments divers exerce sur la perte

de charge une série d'influences qui donnent à la galerie spéciale qu'est le puits de mine, une physionomie propre, justifiant la nécessité des recherches nombreuses que nous lui avons consacrées.

Nous avons trouvé, dans notre Société, les trois types courants de guidages généralement usités : *câbles*, *longuerines en chêne* sur traverses en chêne, *longuerines en fer* sur traverses métalliques ou traverses en bois ; pour les deux premiers modes de guidages, nous avons pu mesurer la perte de charge de tronçons muraillés et de tronçons nus.

Nous nous sommes, dans ces essais, heurté à bien des écueils que, chemin faisant, nous ferons connaître ; en tout cas, nous pensons avoir apporté assez de soins dans notre expérimentation, pour que les résultats soient de nature à inspirer confiance aux ingénieurs qui voudront mettre à profit les données de notre travail.

CHAPITRE I.

Méthode générale d'expérimentation.

Si on se reporte à la formule générale qui lie la perte de charge à la vitesse d'un courant de densité δ parcourant une conduite de section S, de longueur L et de périmètre p, on a :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S} \cdot \frac{\delta}{\delta_0}$$

α est la caractéristique qu'il s'agit de déterminer.

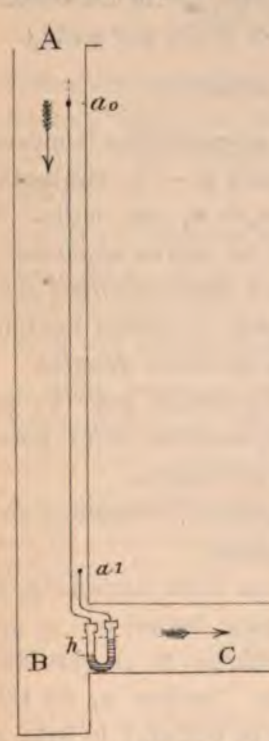
δ_0 est le poids du mètre cube d'air de mine égal à $1^k,200$.

§ 1er — Mesures de la perte de charge (h) et du volume d'air (q).

a) Principe de la mesure

Le principe sur lequel nous nous sommes appuyé pour opérer cette mesure ne diffère pas du principe général exposé dans le premier titre de cet ouvrage.

Soit A B, un puits de mine d'une certaine profondeur, aboutissant à une recette intérieure C, placée à une distance connue de l'orifice supérieur, et parcouru par un courant d'air circulant dans le sens de la flèche. Imaginons qu'un manomètre à eau, de grande précision et de parfaite sensibilité, soit placé en un point quelconque de la recette intérieure C ; raccordons l'une des branches de l'appareil à un tube étanche ayant la hauteur du puits, et l'autre branche, à un tube débouchant un peu au-dessus de la recette C : l'eau du manomètre s'abaissera d'un côté, s'élèvera de l'autre ; la dénivellation totale h représentera, en colonne d'eau, la perte de charge produite par le mouvement de l'air entre les points a_0 et a_1.



Soient p_0, p_1, les charges de tension de l'air aux points a_0, a_1 distants d'une hauteur L : la pression qui s'exerce sur l'eau renfermée dans la branche a_0 du manomètre est

$$p_0 + \pi_0 \qquad (1)$$

π_0 est le poids de la colonne d'air stagnant renfermé dans le tube de prise de pression a_0

La charge sur l'eau de la branche a_1 est :

$$p_1 + \pi_1 \tag{2}$$

π_1 est le poids de la colonne d'air, de hauteur L, non plus à l'état stagnant, mais à l'état de mouvement dans le puits.

La différence de pression accusée par le manomètre, et mesurée par une dénivellation h est, par suite :

$$p_0 - p_1 + \pi_0 - \pi_1 = h$$

L'indication manométrique h ne sera donc la mesure exacte de la différence de pression $p_0 - p_1$ aux points $a_0 - a_1$, que si l'expression $\pi_0 - \pi_1$ est nulle. En d'autres termes, *le manomètre ne donne exactement la dépression motrice, que si les deux colonnes d'air stagnant, et d'air en mouvement*, de même hauteur, ont le même poids, et par suite la même *densité*.

Cette condition est trop importante pour ne pas retenir notre attention ; nous devons, à son sujet, entrer dans quelques développements nécessaires.

Soient δ_0 δ_1 les densités supposées différentes pour l'air stagnant et l'air en mouvement.

Soit L la hauteur séparant les deux stations a_0 a_1, qui comprennent le parcours pour lequel on se propose de mesurer la perte de charge. Si on considère un plan horizontal passant par l'orifice a_1 du tube débouchant à la base du puits et coupant le tube a_0, les pressions par mètre carré des colonnes d'air en mouvement et d'air en repos seront respectivement : L δ_1 et L δ_0.

La différence L $(\delta_1 - \delta_0)$ représente en kilogrammes par mètre carré, ou plus simplement, en millimètres d'eau, la charge sur le manomètre due à l'écart du poids π_1 sur le poids π_0.

Pour fixer les idées, admettons les données numériques suivantes :

$$\delta_1 = 1,210$$
$$\delta_0 = 1,200$$
$$L = 600^m$$

L'excès du poids de la colonne d'air en mouvement sur la colonne d'air en stagnation sera par suite :

$$600\,(1,210 - 1,200) = 6^k$$

soit 6 millimètres d'eau : or cette charge de 6 millimètres peut être égale ou même supérieure à la différence $p_0 - p_1$, représentant la dépression qu'il s'agit de mesurer.

Au lieu d'observer un abaissement du liquide dans la branche α_0, on peut parfaitement constater une élévation de l'eau, et lire ainsi une compression en a_0, au lieu de lire une dépression.

Il suffit, pour que les poids du mètre cube d'air δ_0 et δ_1 présentent une différence de 0^k010, que les températures t_0 et t_1 soient à quelques degrés d'écart.

En effet, à pression égale, les densités étant inversement proportionnelles aux températures absolues, on aura :

$$\frac{\delta_0}{\delta_1} = \frac{a + t_1}{a + t_0} \qquad a = 273$$

Si nous admettons pour t_0 la valeur $t_0 = 18°$ on déduira pour t_1 :

$$a + t_1 = (a + t_0)\frac{\delta_0}{\delta_1} = (273 + 18) \cdot \frac{1,200}{1,210}$$
$$t_1 = 15°,59.$$

Ainsi, il suffirait que l'écart de température entre les deux colonnes d'air fût, dans l'exemple choisi, d'environ

2° pour que les observations de la perte de charge fussent complètement faussées (1).

Conclusion. — On ne doit relier les tubes de prise de pression a_0 et a_1 aux branches du manomètre qu'après les avoir laissé plonger un temps suffisant dans le courant, en les maintenant librement ouverts, de façon à ce que l'équilibre de température entre les deux colonnes d'air *en repos* et d'air *en mouvement* soit sûrement atteint.

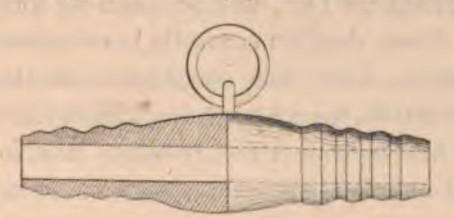
b) POSITION A DONNER AU MANOMÈTRE

Au point du vue du principe, on peut indifféremment placer le manomètre différentiel, soit à l'orifice supérieur du puits, soit à la recette intérieure ; dans tous nos essais nous avons préféré mettre l'appareil au fond du puits. On y trouve l'avantage de condenser au même point les deux groupes d'observateurs dont l'un mesure la dépression, l'autre le volume d'air ; les signaux que les uns peuvent avoir à donner aux autres, sont d'une transmission à la fois plus sûre, plus rapide et plus commode ; on ne risque pas, en outre, de plonger l'appareil dans un milieu dont la température pourrait être notablement différente de celle du courant circulant dans le puits.

(1) Dans un de nos essais, au puits du Bardot, où nous avions voulu utiliser comme tube de prise, la conduite d'air comprimé, nous avons constaté une compression au lieu de lire une dépression. Ne disposant du puits que pendant quelques heures, nous avions commis la faute de raccorder la colonne de tuyaux à air comprimé directement à notre manomètre, sans laisser à l'air stagnant le temps de se mettre en équilibre de température avec l'air ambiant.

c) TUBES DE PRISE DE PRESSION

L'élément essentiel pour la réussite d'expériences ayant pour objet la mesure de dépressions, généralement minimes, est la possession d'une conduite de tubes irréprochables au point de vue de l'étanchéité. Nous avions pensé, tout d'abord, pouvoir avantageusement faire usage des lignes de tuyaux d'amenée d'air comprimé, de 70 millimètres de diamètre intérieur, placées dans nos puits, mais, après divers essais infructueux, nous avons dû y renoncer. Nous avons utilisé des tronçons de tuyaux en caoutchouc, de 0,008 de diamètre intérieur et de 0,003 d'épaisseur dont nous avions une provision en magasin, ces tubes servant à la confection des joints soignés de canalisations de grande longueur. Chaque tronçon mesure 10 mètres de longueur ; la jonction entre deux tronçons consécutifs est réalisée très simplement au moyen d'un tube en bronze ayant la forme de deux troncs de cône accolés par leur grande base, présentant des nervures,



venues de fonderie, dont la saillie augmente du sommet jusqu'à la base du cône. Un anneau soudé sur le renflement médian, peut recevoir une cordelette qui permet de suspendre le tube de caoutchouc à un point fixe du puits : on conçoit que le poids de la conduite doit être soulagé de distance en distance, de façon à ce qu'un tronçon d'une hauteur donnée ne subisse qu'un allongement déterminé.

Généralement nous nous sommes servi, comme points d'attache, d'un des cordeaux en fils d'acier galvanisé, employés pour la transmission des signaux, de l'intérieur de la mine à l'extérieur.

Les tubes de caoutchouc, préalablement jonctionnés avec soin au jour, sont placés dans une caisse en bois qu'on dispose dans la cage d'extraction. Deux ouvriers sont occupés à la pose et déroulent lentement la conduite, au fur et à mesure de la descente de la cage, dont la vitesse est extrêmement ralentie pendant l'exécution de ce travail : de 50 mètres en 50 mètres environ, ils fixent la conduite au cordeau de sonnette, en l'attachant au moyen d'une petite cordelette engagée dans l'anneau implanté sur le renflement du joint. Un enduit spécial, composé d'une dissolution de caoutchouc dans de la benzine, dont on garnit les *tubes d'assemblage*, assure une application parfaite du caoutchouc sur le métal et détermine un joint irréprochable.

Pour vérifier l'étanchéité de la conduite, on produit, en insufflant de l'air, une pression de quelques centimètres d'eau, dont on surveille la constance à l'aide du microscope. Avec une semblable canalisation, nous sommes arrivé, même pour des profondeurs de puits de plus de 600 mètres, à des résultats tout à fait satisfaisants. Il nous a été possible, dans un de nos essais, de déterminer assez rapidement, en opérant avec méthode, celui des tronçons de 10 mètres de longueur qui présentait une légère meurtrissure, empêchant la pression produite artificiellement de se maintenir dans la conduite.

d) DU MODE DE PRISE DE LA PRESSION

Si un puits vertical est raccordé à sa base à une galerie intérieure d'accrochage, dont l'axe est à angle

droit sur l'axe du puits, le courant d'air descendant absorbe une force motrice qu'on peut décomposer en trois éléments : le premier comprend la perte de charge due à la pénétration du courant puisé dans un milieu en repos, l'atmosphère, dans le tube du puits, de dimensions finies; le second se rapporte à la dépression nécessitée par le mouvement le long des parois verticales de la colonne; le troisième est la perte de charge que produit le changement brusque de direction des filets fluides qui, de verticaux, deviennent horizontaux en s'infléchissant dans la galerie souterraine. Afin d'éliminer totalement la double influence de la contraction à l'entrée et de l'inflexion à la base, les tubes de prise de pression étaient placés généralement à 15 mètres au-dessous du cadre de l'orifice du puits et à 15 mètres au-dessus de la clef de voûte de la galerie d'accrochage. L'intervalle vertical, compris entre les tubes de position ainsi définie, constitue le parcours de longueur L, pour lequel nous avons mesuré la perte de charge.

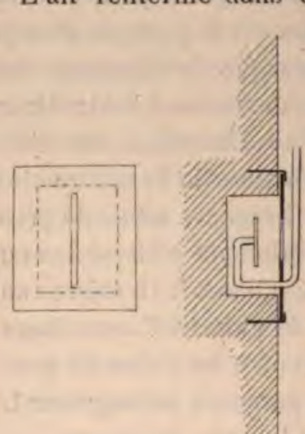
Pendant les expériences, les cages étaient immobiles, reposant chacune, au jour et au fond, sur leurs taquets d'arrêt.

Nous ne nous sommes pas servi, comme dans les essais sur les conduites, du tube de Pitot, disposé face au courant et placé dans l'axe du puits : le tube de Pitot aurait, en effet, présenté dans plusieurs cas de graves inconvénients. L'eau qui tombe fréquemment dans les puits d'entrée d'air aurait pu, en pénétrant dans la branche verticale du Pitot, fausser absolument toutes nos observations; d'autre part, il n'aurait point été aisé de fixer commodément ces tubes en les maintenant dans l'axe même de la colonne du puits. Pour cette double raison, nous avons renoncé à l'emploi du Pitot et nous avons fait usage du tube à pression morte.

Aux stations *amont* et *aval* a et b, dont l'écart corres-

pond au parcours, on creuse une petite niche dans la paroi : une feuille de zinc fixée sur les bords de cette niche en forme la devanture ; elle est percée d'une fente longitudinale, verticale, de quelques millimètres de largeur et traversée par le tube de prise dont l'orifice plonge dans la niche.

L'air renfermé dans cet espace clos est immobile, et non troublé par les remous que pourrait engendrer l'air en mouvement ; la pression morte du courant, qui règne dans les niches amont et aval, est intégralement transmise aux tubes de prise de pression (1) : l'indication manométrique donne, en hauteur d'eau, la valeur de la perte de charge entre les deux stations considérées.



En effet, la différence des pressions totales :

$$\left(\frac{p_0}{\pi} + \frac{v_0^2}{2g}\right) - \left(\frac{p_1}{\pi} + \frac{v_1^2}{2g}\right)$$

se réduit à celle des charges de tension $\frac{p_0}{\pi} - \frac{p_1}{\pi}$, car la section des puits expérimentés est assez régulière pour que la vitesse du courant au sommet v_0, ne diffère pas sensiblement de la vitesse v_1 à la base (2).

---

(1) Ce moyen de prise de la pression statique est indiqué par M. Rateau, dans sa note sur les ventilateurs (page 191).

(2) Pour le puits le plus profond sur lequel nous avons expérimenté (puits Villiers), la vitesse $v_1 = 3^m,03$ du courant à la base, n'est que de 6 °/₀ supérieure à la vitesse v_0 au sommet. Par conséquent, le terme $\left(\frac{v_0^2 - v_1^2}{2g}\right)\delta$ ne représente que *six centièmes* de millimètre d'eau.

e). Mesure du volume d'air

Une ou plusieurs stations de jaugeage, installées avec beaucoup de soin, sont établies à la base du puits, de manière à permettre la mesure de la totalité du volume du courant d'air qui se bifurque, parfois, en plusieurs branches. La section de chacune de ces stations est divisée en un certain nombre de compartiments de même surface, au moyen de fils de fer tendus horizontalement et verticalement : on fait occuper successivement à l'anémomètre le centre de chacun de ces compartiments. La durée totale d'une opération est généralement de 4 minutes.

Lorsque le puits comporte deux recettes intérieures, à des cotes différentes, on mesure la perte de charge pour le tronçon qui collige la totalité du courant d'air ; dans ce cas, les stations de jaugeage sont installées sur chacune des branches de ce courant, à la hauteur de chaque recette. Sur un signal conventionnel, la mesure du volume d'air commence, dans chaque station, au même instant.

§ 2ᵉʳ. — Interprétation de la formule :

$$h = \alpha \frac{L p v^2}{S} \frac{\delta}{\delta_0}$$

a). Périmètre p, Section s

Quelle signification doit avoir pour nous le terme p, représentant le périmètre, qui figure dans cette formule ? Nous avons estimé qu'il fallait comprendre dans le périmètre, non seulement la périphérie du tube du puits proprement dit, mais encore celle de tous les organes qui l'encombrent sans discontinuité sur toute sa hau-

teur, tels le câble d'extraction, les câbles-guides, les longuerines en bois ou en fer servant au guidage, les tuyaux fixés aux parois utilisés pour l'écoulement de l'eau, ou pour l'amenée de l'air comprimé.

Nous avons pris dans nos calculs, pour la détermination du coefficient α, l'ensemble de tous ces périmètres :

$$p = \Sigma p = \frac{\text{périmètre}}{\text{puits}} + \frac{\text{périmètre}}{\text{câble}} + \frac{\text{périmètre}}{\text{guides}} \text{ etc.}$$

Cette constante α est donc pour nous la caractéristique de la résistance au mouvement de l'air à travers un circuit non homogène au point de vue de la nature des parois le long desquelles chemine le courant.

De la même façon, nous entendons par section s la section *utile*, c'est-à-dire la section du tube diminuée de la somme des surfaces occupées par les organes continus existant sur toute sa hauteur.

Les moises du guidage sont considérées comme *des obstacles*, aggravant la perte de charge, augmentant celle qui résulterait de la circulation à travers un tube entièrement lisse. On peut, pensons-nous, admettre ce principe de l'obstacle : la moise n'exerçant qu'une action essentiellement discontinue, quoique périodique, sur la marche du courant.

b) Vitesse moyenne v

La vitesse v, qu'il faut faire intervenir dans le calcul, est la vitesse *moyenne* du courant d'air entre les deux stations, amont et aval, dont l'écart comprend la longueur L.

Or, dans son mouvement de descente, de haut en bas, le volume correspondant à une même masse est influencé à la fois par les changements de pression et de température. Le jaugeage du courant étant opéré à la

base du puits, il y a lieu de faire subir une correction au chiffre qu'il fournit pour le volume d'air.

Soient :

$$\begin{matrix} q_0 & q_1 \\ p_0 & p_1 \\ t_0 & t_1 \end{matrix}$$

les volumes, les pressions et les températures d'une même masse d'air s'écoulant, en l'unité de temps, à travers les sections du sommet et de la base du puits. La combinaison des lois de Mariotte et de Gay-Lussac donne :

$$\frac{p_1 q_1}{a + t_1} = \frac{p_0 q_0}{a + t_0} \qquad (1)$$

Les vitesses de cette même masse d'air étant v_0 au sommet, v_1 à la base de la colonne, on a :

$$q_1 = \frac{v_0}{v_1} \qquad (2)$$

$$v_0 = v_1 \left[\frac{p_1 (a + t_0)}{p_0 (a + t_1)}\right] \qquad (3)$$

Nous désignons le coefficient entre parenthèse par β,

$$v_0 = v_1 \beta$$

La vitesse moyenne du courant, de l'orifice à la base du puits est, au moins approximativement :

$$v = \frac{v_0 + v_1}{2} = v_1 \left(\frac{1 + \beta}{2}\right)$$

Posons :

$$\frac{1 + \beta}{2} = \gamma$$

$$v = v_1 \gamma \qquad (4)$$

Dans toute la série des expériences relatées plus loin, nous passerons, pour le calcul de α, de la vitesse déduite de la mesure du volume q_1 effectuée à la base du puits,

à la vitesse moyenne v, au moyen des coefficients de correction β et γ.

La majoration de la vitesse v_1, ainsi corrigée, atteint de 1 °/₀ à 3 °/₀, suivant la profondeur L du puits.

c) Densité moyenne δ

Nous avons, de même, introduit dans la formule générale la densité moyenne δ de l'air entre les deux points du parcours. Les tables nous ont donné, à l'aide des observations atmosphériques relevées en ces points, (pression, température, degré hygrométrique), les valeurs δ_0 et δ_1 dont nous avons déduit :

$$\delta = \frac{\delta_0 + \delta_1}{2}$$

d) Division de cette étude

Pour déterminer méthodiquement, dans les différents cas, la valeur du coefficient α caractéristique de la résistance au mouvement de l'air dans les puits de mine, nous avons cherché à nous rendre compte :

1° De l'influence exercée par la chute d'un poids d'eau connu tombant d'une hauteur donnée ;

2° De l'influence de la nature du revêtement, et du système de guidage adopté.

Nous grouperons dans deux chapitres distincts les résultats de nos recherches sur ces différentes questions.

CHAPITRE II

De l'influence, sur la perte de charge, de la chute d'un poids d'eau connu, tombant d'une hauteur déterminée, sur une masse d'air animée d'un mouvement ascendant ou descendant.

§ 1er. — Importance de la question.

Rarement le revêtement des puits de mine est complètement étanche : l'eau sourd à travers le muraillement avec une abondance extrêmement variable suivant les installations. Dans le bassin de la Loire, en général, la plus grande partie de la venue fournie par les couches supérieures qui affleurent à la surface, est épuisée par des appareils d'exhaure puissants ; l'eau qui échappe à l'action des pompes tombe au fond du puits, pour être de là remontée au jour au moyen des bennes d'épuisement. Dans les bassins du Nord et du Pas-de-Calais, lorsque les cuvelages établis à la traversée des niveaux aquifères ne présentent plus toute l'étanchéité désirable, il peut s'échapper et tomber librement dans le puits un poids d'eau qui n'est pas négligeable. On conçoit que l'action de cette masse d'eau sur une masse d'air est accélératrice ou retardatrice du mouvement, suivant qu'elle tombe sur un courant descendant ou ascendant ; personne n'ignore que, dans certains cas particuliers, on a employé avec quelque avantage, et très exceptionnellement, la chute de l'eau pour accroître la ventilation ; tous les ingénieurs savent, de même, que des venues anormales se faisant jour dans le tube des puits de sortie d'air, ont pu parfois apporter une grave perturbation dans la marche de l'aérage et, dans certaines conditions, renverser le sens du courant d'air. Nous avons vu, à la date du 27 juillet 1896, à la suite

d'une pluie torrentielle de plusieurs heures de durée, l'eau suivre la déclivité naturelle de l'ancienne carrière à remblais, contiguë au puits des Flaches, de notre Société (1), pénétrer dans la galerie d'introduction des remblais qui relie la carrière au puits, et tombant en abondance d'une hauteur de 300 mètres, opérer le renversement d'un courant d'air d'une intensité de 25 mètres cubes à la seconde.

Nous envisageons, au cours de cette étude, l'action que peut produire une *venue d'eau normale*, qu'on n'a pas captée au point d'émergence et canalisée au moyen de tuyaux d'écoulement fixés au revêtement.

Nous supposons que la masse d'eau qui suinte à travers les parois tombe librement et qu'étant emportée par la masse d'air, elle se trouve ainsi amenée à un état de division telle qu'on puisse la considérer comme uniformément répartie à travers toute la section libre du puits.

Les recherches dont la description va suivre ont eu spécialement pour objet de préciser un peu le mode d'action de l'eau tombant sur l'air, et de chiffrer la part d'influence qu'elle peut avoir, dans un sens ou dans l'autre, sur la dépression totale absorbée par le mouvement d'un volume d'air connu circulant dans un puits de mine.

État de la question

On possède bien peu de données numériques sur la question.

Les *Annales des Mines*, t. VIII, relatent les expériences exécutées, en 1823, sur les trompes des forges de Vic-Dessos (Ariège), par MM. Thibaud, ingénieur au

(1) Puits de retour d'air de la mine de Saint-Louis.

corps royal des mines et Tardy, lieutenant d'artillerie. Ces expérimentateurs se proposaient de déterminer le rendement de ces machines originales.

Ils ont établi la formule

$$R = CSh^{-0,4}d^{1,2}(H - 14d)$$

C est un coefficient constant variant de 400 à 1.300;
S est la section du canon du bourec (buse en fer, insufflant l'air entraîné);
h est la hauteur de l'eau au-dessus des *étranguillons* (base étranglée de l'ajutage convergent par lequel pénètre l'eau dans la trompe);
d degrés du pèse-vent à mercure divisé en mètre.

Le rendement varie, dans les expériences relatées, de 9 % à 80 %.

D'Aubuisson a fourni, dans les *Annales des Mines*, 2e série, tome IV, la description des essais qu'il a effectués sur la trompe du ventilateur des mines de Rancié.

Il a donné pour le rendement la formule :

$$R = \frac{Q\varphi h}{MH}$$

Dans laquelle

M représente la masse d'eau dépensée dans l'unité de temps.
Q la masse d'air soufflée dans le même temps.
φ la densité du mercure comparativement à celle de l'air dans la trompe.
H la hauteur totale de chute de l'eau motrice.
h la hauteur du manomètre à mercure.

Il a trouvé, de la sorte, un rendement moyen de 10 % à 15 %.

Dans ces expériences, la quantité d'eau dépensée ne pouvait être mesurée que d'une façon approchée; le

produit de la masse d'air soufflée par la hauteur due à la vitesse de sortie était déterminé *par le calcul*, au moyen de la relation suivante :

$$5377500.\ m.\ \mathrm{S}.\mathrm{H}^{\frac{3}{2}}\sqrt{\frac{1+0{,}004t}{b+\mathrm{H}}}$$

S aire de l'orifice de sortie.
H hauteur du manomètre à mercure sur la trompe.
b indication du baromètre.
t indication du thermomètre.
m coefficient de contraction de la veine.

Sans vouloir critiquer la valeur des résultats fournis par ces essais, on peut néanmoins observer que les données devant servir de base au calcul du rendement, poids d'air insufflé, poids d'eau tombé, étaient sujettes à de nombreuses causes d'erreur. La mesure directe, à l'aide d'appareils précis, du poids d'eau, de la pression de l'air et de son volume, nous a paru un perfectionnement de la méthode.

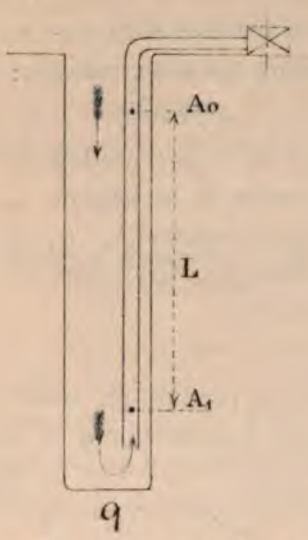
§ 2me. — Principe de la méthode d'expérimentation

Imaginons une conduite métallique, placée verticalement dans un puits, librement ouverte à sa partie inférieure, et raccordée à sa partie haute, par un coude arrondi, à un ventilateur centrifuge susceptible de déterminer à volonté, dans cette conduite, un courant d'air ascendant ou descendant.

Par un dispositif, dont nous parlerons plus loin, on a le moyen de mesurer le volume d'air q qui circule dans la conduite, en *l'unité de temps*, et de peser le poids d'eau P, uniformément réparti dans la section, qui tombe *dans le même temps* d'une hauteur connue.

Concevons qu'à l'aide de tubes de prise convenablement implantés aux deux stations A_0 A_1 de la conduite,

laissant entre elles un écart de hauteur L, on puisse commodément mesurer la différence de pression entre



ces deux points, $P_0 - P_1$, pour chacune des vitesses du courant d'air.

Dans un premier groupe d'essais, mettons le ventilateur en marche et engendrons un courant d'air ascendant d'une intensité de q. mètres cubes par seconde. La perte de charge absorbée par le mouvement de ce courant, entre les stations A_0, A_1, et indiquée par le manomètre différentiel sera, en millimètres d'eau, h.

Dans un deuxième groupe d'essais, accélérons l'allure du ventilateur pour que *malgré la chute simultanée d'un poids* p *d'eau par seconde*, la conduite continue à être parcourue par un courant ascendant d'intensité toujours égale à q. La perte de charge entraînée par le mouvement de l'air, paralysé partiellement par la chute de l'eau, aura une valeur supérieure à celle qu'on a relevée dans le cas précédent et sera exprimée par H millimètres d'eau.

Le travail demandé au ventilateur, pour l'aspiration du volume d'air constant q est, en kilogrammètres :

Dans le premier cas......... $q.h.$
Dans le deuxième cas....... $q.H.$

La différence entre ces deux travaux :

$$q(H - h) \tag{1}$$

mesure *la valeur de l'effet* produit par la chute de l'eau. L'eau qui tombe de la hauteur L, séparant verticalement les deux stations A_0, A_1 de la conduite, fournit, par sa chute, un travail exprimé en kilogrammètres par l'expression.

$$P.\,L. \tag{2}$$

Le travail *moteur* produit un travail *utile* traduit analytiquement par l'expression $q(H - h)$. Si donc K désigne le rendement, c'est-à-dire le rapport entre la force et l'effet qu'elle engendre, on peut écrire :

$$q(H - h) = K \,.\, P \,.\, L$$

$$H - h = K \cdot \frac{P}{q} \cdot L \tag{3}$$

On peut mettre cette expression sous une autre forme commode pour les applications.

Soient :

p le poids d'eau tombant, par mètre carré de section.

π le poids d'air traversant en l'unité de temps, un mètre carré de section.

δ le poids spécifique de l'air.

$$H - h = K \frac{p}{\pi} \cdot L \,.\, \delta. \tag{4}$$

Si on désigne par :

v la vitesse moyenne de l'air entre les points A_0 A_1 de la conduite,

δ le poids du mètre cube de cet air

$$\pi = v\delta$$

On a donc encore :

$$H - h = K\frac{p}{v}L. \qquad (5)$$

Sans chercher, pour le moment, à analyser cette formule, nous allons entrer dans le détail de la marche suivie pour la détermination de H, p et Q, éléments nécessaires à la fixation du rendement en travail K.

§ 3me. — Expériences du puits Thibaut et du puits des Flaches.

Les différents essais que nous avons exécutés pour la détermination du coefficient de rendement K, ont constitué deux groupes distincts, l'un à *l'extérieur* sur un puits d'épuisement en non activité, le puits Thibaut, l'autre à *l'intérieur* de la mine, sur un puits en approfondissement, le puits des Flaches.

I°. — Expériences de Thibaut

a) Conduite employée.

Le puits Thibaut est le siège d'une pompe de Cornouailles, qui est normalement en non activité, et ne sert qu'exceptionnellement à suppléer à la marche de la pompe importante du puits du Chêne qui reçoit toute la venue de la région du Treuil. Ce puits se prêtait bien, de toutes façons, à la réalisation de notre programme d'expériences. Une conduite métallique de forme elliptique est accolée à la paroi du puits dans le compartiment laissé libre pour la circulation de la cage et débouche à la base de la cheminée d'appel de la batterie des chaudières, déterminant ainsi un courant d'air d'une intensité suffisante pour assainir une colonne de puits ouverte dans des travaux qui ne sont point grisou-

teux. Nous avons momentanément, et sans inconvénients d'aucune sorte, supprimé cette ventilation et utilisé un tronçon de la conduite de tuyaux pour faire nos essais.

Tous les joints ont été confectionnés avec un soin minutieux, au moyen de tubes de caoutchouc, aplatis entre les brides d'assemblage par le serrage des boulons. La conduite librement ouverte, à son extrémité inférieure, se raccorde à la partie haute par un coude arrondi, avec un ventilateur Rateau de $0^m,70$ de diamètre, monté sur un châssis portant la machine motrice. Suivant que le raccord de la conduite de tuyaux elliptiques se fait soit avec l'ouïe, soit avec le diffuseur de l'appareil, on engendre dans ces tuyaux un courant d'air *ascendant* ou *descendant*.

Un plancher établi à peu de hauteur en-dessous de l'extrémité inférieure de la canalisation, permet aux expérimentateurs de faire diverses observations, notamment de se rendre compte facilement de l'état de division présenté par la masse d'eau qui tombe.

b) Mesure du volume d'air q.

Le diffuseur ou l'ouïe du ventilateur Rateau, suivant qu'il s'agit d'un courant d'air ascendant ou descendant, sont raccordés régulièrement à un caisson en bois rectangulaire de $600^{mm} \times 600^{mm}$ de section et de $2^m,400$ de développement. On installe en $m\ n$ (Voir Pl. VIII), un tableau de jaugeage analogue à celui dont nous avons fait connaître le principe, divisé en 16 compartiments d'égale surface, au centre desquels l'anémomètre est successivement placé (1).

(1) Nous ne revenons pas sur les détails que nous avons donnés relativement aux tableaux de jaugeage, titre 1er.

c) Mesure de la pression H.

Nous n'avons pu, comme dans nos recherches sur la résistance des conduits, faire usage du tube de Pitot, placé au centre de chacune des stations, amont et aval. Il était évident, a *priori*, que dans le cas d'un courant descendant, l'eau entraînée par l'air en mouvement devait pénétrer dans le tube et fausser nos observations. Nous pensions que cet écueil n'existerait pas, dans le cas du courant ascendant ; mais nous avons éprouvé des mécomptes. Pour des vitesses de courant un peu élevées, l'eau pulvérisée par l'air en mouvement se déposait dans la branche horizontale de nos tubes de Pitot, et nous induisait en erreur. Après divers tâtonnements, nous avons finalement adopté le dispositif suivant qui nous a donné toute satisfaction.

Deux petites caisses en fer-blanc sont soudées avec soin sur les tuyaux d'amont et d'aval : les tubes de prise de pression pénètrent dans ces niches artificielles, qui ne communiquent avec la conduite principale que par l'intermédiaire d'une fente verticale, de quelques millimètres de largeur, pratiquée dans l'épaisseur matérielle de la tôle de la conduite. Le fond de la niche, au lieu d'être horizontal est incliné, de manière à ce que les molécules d'eau qui pourraient être, à grande vitesse, rejetées par le courant dans cet espace clos, s'écoulent d'elles-mêmes par la fente verticale. Le tube de prise de pression est, de la sorte, parfaitement sauvegardé. Nous avons *maintes fois vérifié, qu'après un essai à marche forcée du ventilateur* et pour la chute du poids d'eau maximum débité par notre appareil, la différence de pression indiquée par le manomètre tombait *sans aucune hésitation* à zéro, dès que le ventilateur était arrêté. Avec l'emploi que nous avions

tenté du tube de Pitot, cette condition essentielle n'était pas toujours remplie ; c'est cet insuccès qui, en appelant notre attention, nous a fait modifier notre installation, pour lui donner la forme que nous venons de décrire.

Les tubes de prise débouchent à la partie haute de chacune des petites niches en fer-blanc, et sont raccordés au moyen d'une conduite en caoutchouc (1) aux deux flacons du manomètre différentiel Murgue.

Les stations, amont et aval, comprenant entre elles le parcours de hauteur L, n'ont pas été choisies au hasard. Il fallait éviter la double influence et du coude arrondi placé à la partie haute, et de la contraction partielle à la base. Pour cette raison, les tubes qui sont écartés entre eux de $39^{m},450$ débouchent dans les niches, l'un à $6^{m},50$ de la naissance du coude arrondi, l'autre à $2^{m},13$ de la base de la conduite.

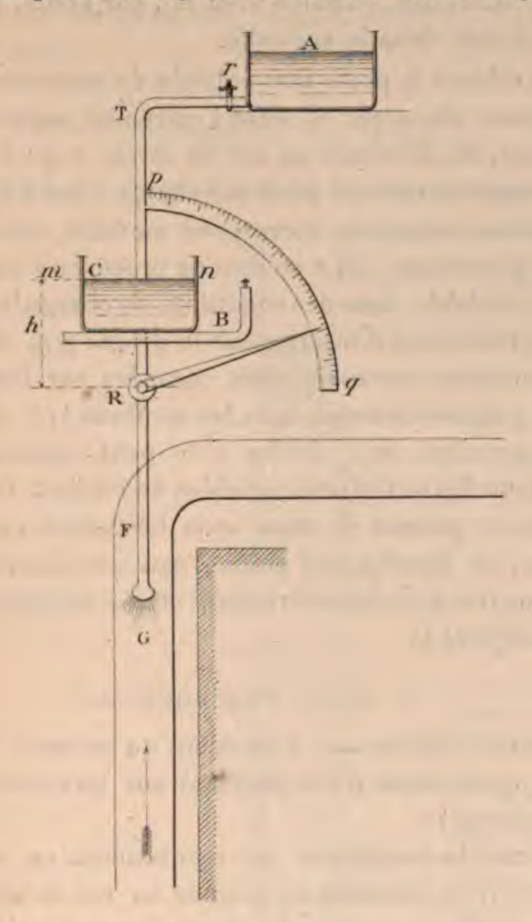
d) Mesure du poids d'eau tombée.

Un réservoir en bois A (benne servant au roulage du charbon) emmagasine l'eau nécessaire aux essais (Voir Pl. VIII pour les détails) ; il est relié par un tuyau T, à une bâche en fer-blanc, de $0^{m},800$ de diamètre et de $0^{m},400$ de hauteur. Cette bâche est placée sur le plateau d'une bascule B qui, la tare faite, permet de peser, à 100 grammes près, le poids d'eau qui s'est écoulé pendant la durée d'une expérience.

Il suffit de manœuvrer le robinet r pour que le niveau mn pris par l'eau qui s'écoule du réservoir A, dans la capacité C, reste sensiblement constant. A la partie inférieure du réservoir C, est soudé un ajutage F, portant en haut un robinet R et à son extrémité basse un renflement en forme de pomme d'arrosoir G. L'ajutage F qui lance l'eau dans les tuyaux elliptiques est à cheval

(1) Analogue à celle employée pour la mesure de la perte de charge dans les puits de mine.

sur le coude arrondi du sommet; il pénètre verticalement dans la conduite et débouche à $1^m,15$ au-dessous de l'axe de la branche horizontale du coude. Le renflement G est percé d'un grand nombre de trous disposés



de façon à lancer l'eau, en proportion sensiblement égale dans toutes les directions. Dès l'origine de la chute, le jet est assez divisé dans la section, pour qu'on puisse faire l'hypothèse d'une répartition sensiblement homogène du poids d'eau tombée. Quelques essais de

début nous ont montré la nécessité de faire plonger l'ajutage assez bas en dessous de l'axe de la partie horizontale du coude de 90°; sans cette précaution, à une allure vive du ventilateur, l'air, dans son mouvement ascendant, entraîne avec lui, par l'ouïe, l'eau qui est injectée dans la conduite.

Le robinet R porte une poignée de manœuvre suffisamment allongée, et dont l'extrémité supérieure se déplace, en décrivant un arc de cercle $p\,q$: à chaque ouverture du robinet, pour une charge d'eau h supposée maintenue constante, correspond un débit d'eau déterminé par minute. On a eu soin de procéder à un étalonnage préalable, dans des conditions de charge invariable sur le robinet et d'inscrire sur le disque $p\,q$, en regard des positions successivement occupées par l'extrémité de la poignée de manœuvre, les nombres 1, 2, 3.....50 correspondant aux débits que peut fournir l'ajutage pour les ouvertures variables du robinet. Ce tarage préalable permet de faire sans hésitation une expérience, en injectant un poids d'eau que la graduation indique très approximativement, et que rectifie la pesée du récipient C.

e) Marche d'une expérience.

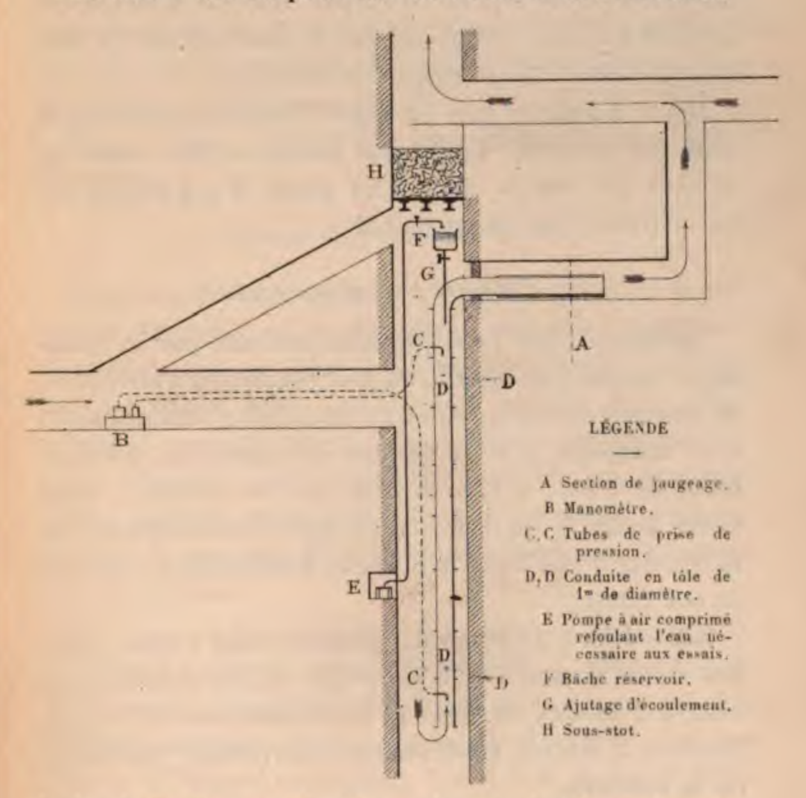
Veut-on déterminer l'excédent de pression dû à un poids quelconque d'eau tombant sur une masse d'air ascendante ?

On met le ventilateur en mouvement, on ouvre le robinet R en amenant sa poignée au ras du chiffre de la graduation marquant le débit d'eau en poids qu'on veut obtenir; on laisse le régime s'établir pendant plusieurs minutes, et on tare le réservoir C : l'expérimentateur chargé de cette opération est muni d'un chronomètre et donne le signal de départ, à l'instant précis où la prise de la tare est terminée; sur ce signal,

l'anémomètre est déclanché dans la section de jaugeage, et on commence la lecture de la perte de charge H. A la fin de l'essai on tare à nouveau le réservoir C : la différence entre les deux pesées donne, avec une approximation de 100 grammes, le poids d'eau tombé en un temps donné.

II°. — Expériences des Flaches

Ces essais ont eu pour but de déterminer l'influence



de la chute d'un poids d'eau donné, tombant d'environ 100 mètres, sur une masse d'air importante.

Notre puits des Flaches, qui sert de retour d'air aux travaux de la 13e couche exploitée par le puits Saint-

Louis, était en mai 1899, en fonçage sous-stot, marchant à la découverte de la 15e couche. La nécessité d'exécuter dans cette couche, supposée très grisouteuse, des travaux d'aménagement de longue haleine, nous a conduit à installer dans la colonne du puits en approfondissement, une ligne de tuyaux métalliques circulaires de 1 mètre de diamètre, débouchant dans le retour d'air général de la mine. Le croquis schématique ci-contre représente l'ensemble des installations du sous-stot ; le courant d'air pur descend directement au fond du puits, est aspiré par la canalisation en tôle et se déverse dans le retour de la mine.

Nous n'aurions pas pu sans difficultés renverser le sens du courant d'air, c'est pourquoi nos essais ne portent que sur la chute d'un poids d'eau connu sur un courant d'air ascensionnel.

a) Mesure de la pression H.

La vitesse que la dépression produite par le ventilateur mécanique installé au jour permettait d'atteindre, ne pouvant dépasser 5 mètres, nous nous sommes servi avec avantage, pour la mesure des pressions, de deux tubes de Pitot, à becs dirigés face au courant : nous avons constaté qu'il n'y avait pas d'entraînement de molécules d'eau dans la branche horizontale de chacun de ces tubes.

Les stations de prise de pression sont : l'une (pour des motifs semblables à ceux qui ont été fournis plus haut) à 2 mètres en dessous de la naissance du coude, l'autre à 3 mètres au-dessus de l'ouverture inférieure de la conduite.

b) Mesure du volume q.

Pour être certain de jauger le courant dans une station où l'influence du coude arrondi à 90° ne s'exerce sûre-

ment plus sur la veine fluide, nous avons prolongé le tuyau par une ligne de caissons en bois de 1 mètre carré de section, à l'extrémité de laquelle s'opérait le jaugeage. Etant donné la longueur du parcours vertical égale à *102*^{m},*500*, notablement supérieure à celle des essais de Thibaut, nous avons introduit dans le calcul de la dépression :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S} \cdot \frac{\delta}{\delta_0}$$

nécessaire au mouvement du volume d'air mesuré au sommet de la conduite, le coefficient de correction γ donnant la vitesse moyenne v.

Nous avons également pris pour δ la densité moyenne.

c) Mesure du poids d'eau tombée.

Nous n'avons pu, comme à Thibaut, faire la vérification du débit en poids, fourni par une ouverture donnée du robinet placé à la base de l'ajutage : l'emplacement, pour cela, nous faisait défaut ; nous nous sommes contenté des chiffres indiqués par la graduation. L'erreur ainsi commise ne peut être que très faible, car cette graduation a été faite en pesant soigneusement la quantité d'eau écoulée pour chaque ouverture du robinet.

Une pompe Pinette, mue à l'air comprimé et servant pour les besoins du fonçage, refoulait directement dans le réservoir supérieur l'eau nécessaire aux essais ; l'expérimentateur placé à ce poste étranglait plus ou moins, à l'aide d'un robinet, l'orifice de sortie de l'eau refoulée par la pompe, de manière à maintenir à une cote constante le niveau du liquide dans la bâche réservoir : de la sorte, l'écoulement se produisait régulièrement sous une charge invariable.

§ 4me. — Résultats des expériences.

Avant de chercher à analyser les résultats obtenus, nous croyons bon de présenter sous forme de tableaux les données fournies par l'expérience, en les groupant méthodiquement. En ayant sous les yeux les chiffres de chaque essai, il sera plus facile pour le lecteur de suivre les déductions que nous avons à en tirer.

Les trois tables suivantes condensent le résultat des observations et des calculs pour les essais effectués à Thibaut et aux Flaches.

(Suivent les tableaux.)

TABLE N° 1

EXPÉRIENCES DE THIBAUT

Courants d'air et d'eau de sens opposé

NUMÉRO de l'essai	Poids d'eau par seconde et par m² p	Poids d'air par seconde et par m² P	RAPPORT $\mu = \frac{p}{P}$	Vitesse de l'air v	H observée	h calculée	$H - h$	Travail moteur de l'eau $T = pL$	Travail produit par l'eau $T' = \frac{P}{\delta}(H-h)$	RENDEMENT $K = \frac{T'}{T}$
383	0k354	3k097	0,114	2m719	1mm240	0mm84	0mm40	13,95	1,09	7,86
384	0,879	1,886	0,466	1,656	2,120	0,32	1,80	34,68	2,98	8,60
385	2,006	2,810	0,714	2,508	3,635	0,71	2,92	79,13	7,21	8,92
386	2,011	2,851	0,705	2,504	3,900	0,71	3,19	79,33	7,98	10,06
387	2,050	2,540	0,807	2,231	3,637	0,56	3,07	80,92	6,86	8,47
388	2,071	2,972	0,697	2,610	4,219	0,77	3,45	81,72	8,99	11,01
389	2,097	3,198	0,655	2,809	4,217	0,89	3,40	82,72	9,56	11,56
390	3,951	2,685	1,471	2,358	10,320	0,63	9,39	155,87	22,15	14,21
391	5,745	3,114	1,847	2,734	11,270	0,85	10,42	226,83	28,50	12,56
392	2,060	3,870	0,530	3,401	4,450	1,31	3,14	81,32	10,67	13,12
393	3,710	3,640	1,020	3,201	10,520	1,16	9,36	146,50	29,98	20,46
394	4,460	4,490	0,990	3,941	9,330	1,64	7,69	175,80	31,30	17,24
395	4,470	4,470	1,000	3,923	9,160	1,63	7,53	176,41	29,73	16,74
396	5,730	4,450	1,290	3,910	12,870	1,62	11,26	226,23	44,02	19,46
397	6,630	3,950	1,680	3,047	14,840	1,37	13,43	261,70	46,82	17,89
398	6,650	3,650	1,820	3,207	15,100	1,17	13,93	262,29	44,69	17,05
399	6,850	3,420	2,010	3,007	15,020	1,02	13,99	270,28	42,09	15,57
400	7,070	4,290	1,650	3,766	16,500	1,50	15,00	279,04	56,47	20,24
401	0,889	4,805	0,185	4,221	2,77	1,89	0,89	35,08	3,74	10,66
402	1,516	5,249	0,289	4,609	3,90	2,25	1,65	59,79	7,61	12,73
403	2,061	4,831	0,427	4,243	4,90	1,90	2,99	81,32	12,70	15,62
404	2,061	4,756	0,433	4,178	4,64	1,85	2,79	81,32	11,67	14,35
405	2,097	5,597	0,375	4,915	5,55	2,56	2,99	82,72	14,71	17,79
406	3,405	4,570	0,745	4,013	10,19	1,71	8,49	134,34	34,08	25,36
407	3,976	5,019	0,792	4,408	11,24	2,06	9,18	156,87	40,47	25,80
408	4,587	5,474	0,838	4,808	9,23	2,45	6,78	180,98	32,62	18,02
409	5,167	5,205	0,993	4,571	11,40	2,21	9,19	203,85	42,01	20,61
410	6,154	5,495	1,120	4,826	15,36	2,47	12,89	242,78	62,23	25,63

TABLE N° 1 *(Suite)*

NUMÉRO de l'essai	Poids d'eau par seconde et par ^{m2} p	Poids d'air par seconde et par ^{m2} P	RAPPORT $\mu = \frac{p}{P}$	Vitesse de l'air v	H observée	h calculée	H − h	Travail moteur de l'eau T = p L	Travail produit par l'eau $T' = \frac{P}{\delta}(H-h)$	RENDEMENT $K = \frac{T'}{T}$
411	1^k480	6^k233	0,237	5^m476	$4^{mm}57$	$3^{mm}17$	$1^{mm}40$	58,40	7,68	13,16
412	2,112	6,579	0,321	5,778	5,68	3,53	2,15	83,50	12,43	14,89
413	2,162	6,827	0,317	5,995	5,74	3,69	2,05	85,30	12,27	14,38
414	3.542	5,716	0,620	5,020	9,74	2,67	7,07	139,85	35,50	25,39
415	3,547	6.068	0,584	5,329	10,36	3.01	7.35	139,92	39,22	28,03
416	4,022	5,965	0,674	5.238	10,29	2,90	7,39	158,66	38,73	24,41
417	4,103	6,413	0,640	5,632	10,04	3,36	6,68	161,85	37,66	23,27
418	4,562	6,441	0,708	5,660	11,42	3,26	8,16	179,99	46,19	25,66
419	5,164	6,088	0,848	5,348	12,66	2,91	9,75	203,07	52,12	25,58
420	5,735	6,503	0,882	5,711	15,42	3,32	12,10	226,23	69,10	30,54
421	6,235	6,027	1,034	5,055	16,78	2,97	13,82	245,95	73,13	29,73
422	7,048	6,745	1,045	5,924	21,08	3,57	17,51	278,06	103,75	37,34
423	0,919	7,423	0,124	6,519	5,105	4,37	0,74	36,27	4,80	13,24
424	1,455	7,771	0,187	6,820	6,330	4,79	1,54	57,41	10,54	18,36
425	1,496	7,546	0,198	6,627	6,020	4,51	1,51	58,98	10,00	15,95
426	2,036	7,828	0,309	6,875	7,490	4,86	2,63	80,33	18,10	22,54
427	3,572	7,152	0,499	6,280	10.550	4,05	6,50	140,92	40,81	28,96
428	3.623	7,013	0,516	6,160	10.710	3,90	6,81	144,24	41,97	29,37
429	4,032	7,808	0,516	6,857	12 100	4,83	7,27	159,06	44,87	31,35
430	4.734	7,255	0,652	6,373	13,080	4,17	8,90	186,77	56,74	30,38
431	5,053	7,242	0,698	6,360	14,770	4,16	10,62	199,36	67,52	33,87
432	5,760	7,546	0,763	6,627	17,390	4,52	12,87	227,23	85,27	37,53
433	6,195	7,421	0,835	6,517	18,770	4,36	14,41	244.38	93,89	38,42
434	7,068	7,794	0,907	6,845	23,210	4 82	18,39	278,85	125,92	45,16
435	0,884	8,079	0,109	7,095	5,968	5,33	0,64	34,88	4,52	12,96
436	2,117	8,611	0,246	7,511	8,637	5,88	2,76	83,52	20,87	24,99
437	3,653	8,365	0,437	7,346	11,083	5,55	5,54	144,11	40,68	28,23
438	4,138	8,181	0,506	7,185	13,300	5,30	8.00	163,28	57,51	35,23
439	4,542	8,139	0,558	7,148	14,880	5,25	9,63	179,19	68,85	38,42
440	4,583	8,712	0,526	7,651	16,440	6,02	10,42	180,79	79,76	44,12
441	5,073	8,830	0,611	7,293	17,330	5,47	11,86	200,12	86,53	43,24
442	5,229	8,940	0,585	7,851	20,060	6,34	13,73	206,30	107,78	52,25
443	5,250	8,367	0,627	7,348	17.950	5,55	12,40	207,10	91,18	43,99
444	5,381	8,795	0,612	7,724	19,750	6,13	13,61	212,28	105,17	49,54
445	6,210	8,371	0,742	7,348	21,640	5,55	16,09	244,98	118,38	48,28

TABLE N° 1 *(Suite)*

NUMÉRO de l'essai	Poids d'eau par seconde et par ^{m2} p	Poids d'air par seconde et par ^{m2} P	RAPPORT $\mu = \frac{p}{P}$	Vitesse de l'air v	H observée	h calculée	H — h	Travail moteur de l'eau $T = p L$	Travail produit par l'eau $T' = \frac{P}{\delta}(H - h)$	RENDEMENT $K = \frac{T'}{T}$
446	$0^{k}904$	$10^{k}005$	0,090	$8^{m}787$	$10^{mm}18$	$7^{mm}84$	$2^{mm}34$	35,68.	20,55	57,61
447	1,480	9,720	0,152	8,536	11,59	7,40	4,19	58,40	35,83	61,30
448	2,061	9,754	0,211	8,567	12,54	7,46	5,08	81,32	43,56	53,57
449	4,067	9,250	0,440	8,128	18,16	6,71	11,45	160,46	93,07	56,00
450	4,143	9,347	0,444	8,209	18.62	6,85	11,77	163,65	96,68	59,08

TABLE N° 2

Expériences des Flaches

Courants d'air et d'eau de sens opposé

NUMÉRO de l'essai	Poids d'eau par seconde et par ^{m2} p	Poids d'air par seconde et par ^{m2} P	RAPPORT $\mu = \frac{p}{P}$	Vitesse de l'air v	H observée	h calculée	H — h	Travail moteur de l'eau $T = p L$	Travail produit par l'eau $T' = \frac{P}{\delta}(H - h)$	RENDEMENT $K = \frac{T'}{T}$
451	$1^{k}765$	$4^{k}543$	0,389	3,837	$9^{mm}55$	$1^{mm}43$	$8^{mm}12$	180,68	31,16	17,28
452	2,154	4,531	0,475	3,828	10,14	1,42	8,72	220,77	33,38	15,12
453	2,154	4,682	0,460	3,955	10,33	1,52	8,81	220,77	34,85	15,79
454	1,135	5,400	0,210	4,562	8,25	2,02	6,23	116,30	28,44	24,46
455	1,135	5,249	0,216	4,434	8,49	1,91	6,58	116,30	29,16	25,08
456	1,319	5,147	0,256	4,348	8,84	1,84	7,00	135,22	30,46	22,52
457	1,319	5,035	0,262	4,253	8,82	1,76	7,06	135,22	30,03	22,21
458	1,564	4,770	0,328	4,029	9,31	1,58	7,73	160.30	28,42	17,73
459	1,564	4,933	0,317	4,167	9,15	1,69	7,46	160,30	31,12	19,41
460	1,765	4,833	0,365	4,083	9,92	1,62	8,30	180,68	33,91	18,77
461	1,956	4,896	0,399	4,135	9,79	1,66	8,13	200,47	33,65	16,79
462	1,956	4,944	0,492	4,211	9,83	1,72	8,11	200,47	34,17	17,04
463	2,154	4,757	0,453	4,018	9,85	1,57	8,28	220,77	33,28	15,07

TABLE N° 3

Expériences de Thibaut

Courants d'air et d'eau de même sens

NUMÉRO de l'essai	Poids d'eau par seconde et par m² p	Poids d'air par seconde et par m² p	RAPPORT $\mu = \frac{p}{P}$	Vitesse de l'air v	H observée	h calculée	H — h	Travail moteur de l'eau $T = p\,L$	Travail produit par l'eau $T' = \frac{P}{\delta}(H-h)$	RENDEMENT $K = \frac{T'}{T}$
464	1^{k}955	7^{k}525	0,260	6^{m}609	4^{mm}490	3^{mm}170	1^{mm}320	77,14	8,72	11,30
465	4.219	7,649	0,551	6,718	4,630	1,560	3,070	166,43	20,64	12,40
466	5.032	7,359	0,684	6,463	4,290	0,130	4,160	198,53	26,89	13,54
467	5.803	7.421	0,782	6,517	4,360	»	4,360	228,82	28,46	12,44
468	6,588	7,545	0,873	6,627	4,510	»	4,510	259,90	29,84	11,48
469	2,521	8,636	0,291	7,585	5,912	4,394	1,518	99,46	11,51	11,58
470	4,178	8,816	0,474	7,742	6,160	3.419	2,741	164,84	21,23	12,89
471	7,616	8,091	0.941	7,106	5,190	»	5,190	300,44	36,87	12,26
472	0,444	9,409	0,047	8,264	6,940	6,587	0,353	17,53	2,90	16,54
473	0,949	9,803	0,097	8,609	7,530	7,137	0,393	37,46	3,39	9,05
474	6,603	10,148	0,650	8,913	8,070	4,568	3.502	260,50	31,22	11,98
475	0,839	11.094	0,075	9,743	9,645	9,266	0,379	33,08	3,69	11,16
476	1,506	11,260	0,134	9,889	9,935	9,315	0,620	59,40	6,13	10,32
477	1,945	11,378	0,172	9,907	9,970	8,960	1,010	76,74	9,95	12,96
478	2.097	10,397	0,202	9,131	8,470	7,193	1,277	82,72	11,66	14,11
479	2,455	10,314	0,238	9,058	8,340	6,920	1,420	96,87	12,76	13,17
480	4,168	10,334	0,403	9.076	8,370	5,800	2,570	164,45	23,30	14,17
481	4,173	10,806	0,369	9,937	10,030	7,940	2,090	164,64	20,79	12,63
482	0,889	12,343	0.072	10,840	11,94	11,35	0,590	35,08	6,34	18,08
483	1,430	12,509	0,114	10,989	12,26	11,49	0,770	56,41	8,49	15,05
484	3,031	11.656	0.207	10,229	10,64	8,59	2,050	119,59	20,90	17,47
485	6,614	11,942	0,553	10,501	11,20	8,19	3,010	260,91	31,61	12,11
486	1,996	13,268	0,150	11,653	13,61	12,74	0,870	78,73	10,13	12,86
487	2,779	13,448	0,207	11,810	13,98	12,45	1,530	109,62	18,07	16,48
488	3,779	12,792	0,295	11,235	12,65	10,05	2,600	149,09	29,27	19,63
489	4,977	12,813	0,388	11,253	12,69	9,43	3,260	196,34	36,65	18,67
490	5,735	12,792	0,491	11,255	12,65	10,15	2,500	226,25	28,02	12,39

§ 5me. — Discussion des résultats.

Nous allons essayer de dégager, des résultats d'essais consignés dans les tables précédentes, quelques considérations générales, en faisant toutefois cette remarque nécessaire, qu'il ne saurait être pour nous question de rattacher entre elles toutes les expériences, soit d'une même série, soit de deux séries différentes.

Malgré tout le soin que nous croyons avoir apporté dans nos mesures et dans nos observations, on comprend que de légères causes d'erreur subsistent toujours. C'est pour nous affranchir des inconvénients qu'auraient entraînés des déductions trop larges faites sur des essais dont quelques-uns pourraient être entachés d'inexactitude, que nous avons multiplié les expériences, en en variant le plus possible les données et les conditions.

Nous nous bornerons donc à envisager, dans notre analyse, *l'ensemble* général des résultats d'une même série d'observations.

Le rendement K, rapport du travail moteur effectué par la chute d'un poids d'eau déterminé et du travail engendré sur la masse d'air, animée de mouvement ascendant ou descendant, *résume toutes les causes de déperdition de l'énergie*. Il ne nous semble pas possible de mettre à profit les données expérimentales que nous possédons, pour faire, dans la déperdition *totale*, accusée par le rendement K, la part de chacune des causes qui l'ont engendrée.

Ces causes sont les suivantes :

1° L'eau injectée dans la conduite n'agit pas en totalité sur la masse d'air pour accélérer ou atténuer le mouvement : une partie suinte le long des parois ; le frottement absorbe une certaine quantité de travail;

2° Dans nos expériences, l'eau que nous prenions à l'extérieur était certainement à une température supérieure à celle de la masse d'air circulant dans la colonne du puits. Dans sa chute, cette eau, en contact avec l'air qui la divise, la pulvérise, abandonne une partie des calories qu'elle renferme et les cède à l'air ; une fraction de l'énergie est donc perdue sous forme de travail calorifique. Tous les ingénieurs savent que dans les installations de condensation centrale d'un groupe important de machines à vapeur, il suffit de faire tomber dans l'air *immobile*, d'une certaine hauteur, l'eau de condensation, en la divisant convenablement, par exemple au moyen de fagots étagés, pour obtenir un refroidissement satisfaisant de l'eau chaude. Dans certains cas, on a même sensiblement accru cet effet, en faisant tomber l'eau, non point sur de l'air en repos, mais sur une masse d'air lancée, en sens inverse, de bas en haut, par un ventilateur soufflant. Un phénomène analogue se produit dans nos expériences.

a) Courant d'air ascendant

Nous résumons les conclusions générales qui se dégagent de l'ensemble de nos expériences.

1° *A vitesse égale du courant ascendant*, le rendement K varie avec le poids d'eau qui tombe par unité de surface.

Prenons quelques exemples au hasard :

NUMÉRO de l'essai	VITESSE DE L'AIR v	POIDS D'EAU par seconde et par mètre carré p	RENDEMENT K
383	2m719	0k.354	7,86
391	2,734	5,745	12,56
394	3,941	4,460	17,24
400	3,766	7,070	20,24
408	4,808	4,587	18,02
410	4,826	6,154	25,63
413	5,995	2,162	14,38
422	5,924	7,048	37,34
424	6,820	1,455	18,36
434	6,845	7,068	45,16

Avec le mode d'injection employé au sommet de la colonne de tuyaux, il est évident qu'à égalité de vitesse de l'air, plus la quantité d'eau tombée par unité de surface est élevée, plus la division de l'eau est parfaite, plus, par conséquent, son action retardatrice sur la veine d'air est efficace ;

2° *Réciproquement, pour un poids d'eau déterminé,* le rendement K augmente avec la vitesse de l'air ascendant.

NUMÉRO de l'essai	VITESSE DE L'AIR v	POIDS D'EAU par seconde et par mètre carré p	RENDEMENT K
390	2m350	3k.950	14,21
416	5,238	4,022	24,41
429	6,857	4,032	31,35
438	7,185	4,138	35,23

Toujours pour la même raison, plus l'eau est pulvérisée, plus le rendement en action sur l'air est considérable.

Il est intéressant de condenser les moyennes que fournit l'ensemble des expériences de chaque série.

Le tableau ci-dessous donne la valeur de ces moyennes :

SÉRIE	VITESSE DE L'AIR v	POIDS MOYEN d'eau tombée p	RENDEMENT K
1e	2m458	2 k. 351	11,570
2e	3,535	5,292	17,529
3e	4,479	3,091	18,058
4e	5,513	4,142	24,367
5e	6,572	3,828	28,760
6e	7,409	4,278	38,295
7e	8,445	2,530	57,910

La moyenne des expériences faites au puits des Flaches est la suivante :

Poids d'eau tombée....... $p = 1^k,687$
Vitesse moyenne de l'air... $v = 4^m,142$
Rendement moyen........ K = 19 %

Si on compare ce résultat avec celui fourni par les essais de Thibaut, on trouve que, pour des valeurs sensiblement égales de p et de v, le rendement K est légèrement plus élevé. On ne trouve, en effet (voir essai n° 403), pour K, que la valeur :

$$K = 15,62 \quad v = 4,243 \quad p = 2^k,061$$

Nous ferons remarquer d'abord que les expériences des Flaches ne présentent pas le même degré de rigoureuse exactitude que celles de Thibaut, car le poids d'eau p, quoique très approché, ne résulte pas d'une pesée directe.

Il est certain, en outre, que la partie du travail de l'eau absorbée par le frottement, est plus faible pour

un tuyau circulaire de $1^{m},00$ de diamètre, que pour un tuyau elliptique de $0^{m2},16$ de section. Le rapport du périmètre à la surface est pour chacun d'eux :

$$\frac{3,1416}{0,785} = 4$$

$$\frac{1,50}{0,16} = 8,12$$

Cette raison peut expliquer l'accroissement du rendement de l'eau tombant sur l'air parcourant le tuyau circulaire. Il convient d'ailleurs d'observer que si le frottement le long des parois est certainement moindre, relativement, pour la petite que pour la grande conduite, la division par élément de surface de l'eau qui tombe a d'autant plus de chance de se faire d'une façon bien homogène que la section est moins étendue : en sorte que les deux effets, l'un défavorable, l'autre favorable au rendement K, peuvent se compenser en partie.

b) Courant d'air descendant

En jetant les yeux sur la table n°3, on voit que, lorsque l'eau et l'air circulent dans le même sens, de haut en bas, *le rendement demeure sensiblement constant* et ne subit pas, comme dans le cas précédent, des variations entraînées par les changements de vitesse de l'air, et les différences de poids d'eau tombée.

Le tableau ci-dessous donne une récapitulation générale de ces expériences.

SÉRIE	VITESSE MOYENNE de l'air v	POIDS MOYEN d'eau tombée p	RENDEMENT moyen K
1e	6m586	4 k. 719	12,232
2e	7,477	4,772	12,241
3e	8,595	2,665	12,528
4e	9,530	2,455	12,646
5e	10,639	2,991	15,680
6e	11,440	3,851	16,020

On voit que le rendement moyen trouvé ne diffère pas notablement de celui qu'a obtenu M. d'Aubuisson, dans les expériences sur la trompe de Rancié, que nous avons rappelées au début de cette étude.

§ 6me. — Applications.

Les trois problèmes dont nous pouvons nous proposer de rechercher la solution, et qui répondent à des applications pratiques, sont les suivants :

1° — Etude des conditions dans lesquelles le sens d'un courant d'air ascendant, aspiré par un ventilateur mécanique, peut être renversé par la chute d'un poids d'eau connu, tombant d'une hauteur donnée.

2° Augmentation ou diminution, engendrée par la chute d'un poids d'eau déterminé, de la perte de charge due au mouvement, dans un puits de mine, d'un certain volume d'air, ascendant ou descendant.

3° De la ventilation par la chute de l'eau, entrainant la masse d'air.

Ces différentes questions ne peuvent être traitées, qu'en admettant comme applicables à des conduites de grand diamètre, telles que des puits de mine, les coeffi-

cients de rendement trouvés pour des tubes de $0^{m^2},160$ et de $0^{m^2},785$ de section. Nous avons vu que lorsqu'on passe d'une conduite étroite à une conduite large, les rendements varient légèrement, parce que dans le déchet du travail théorique de l'eau, la part prise par les frottements pariétaux va en diminuant; mais dans un cas pratique, étant données les différences possibles d'homogénéité dans la répartition de l'eau tombée par élément de surface, on peut, pensons-nous, sans commettre de grossières erreurs, résoudre au moins très approximativement les différentes questions que nous avons posées.

PREMIÈRE APPLICATION. — RENVERSEMENT DU SENS DU COURANT D'AIR

A. — Soient :

q le volume d'air aspiré par seconde, dans un puits de retour d'air, par un ventilateur mécanique.
v la vitesse du courant par seconde.
H la dépression totale produite par le ventilateur.
x le poids d'eau tombant par seconde et par mètre carré de section, d'une hauteur l, capable de renverser le sens du courant.
K le rendement s'appliquant à la vitesse de circulation de l'air v : cette donnée est fournie par les tables précédentes.

Il y aura renversement du courant ascensionnel, lorsque le travail produit effectivement par la chute de de l'eau, sera supérieur au travail développé par le ventilateur : condition qu'on peut écrire analytiquement sous la forme suivante :

$$Kpl \geq vH$$

Pour fixer les idées, donnons aux symboles des valeurs numériques.

Soient :

$$\left.\begin{array}{l} q = 30^{m^3} \\ v = 3^m \end{array}\right\} \text{Section du puits} = 10^{m^2}$$

$H = 40^{mm}$ d'eau.

$l = 400^m$

$p = x$

Prenons $K = 15\ {}^o/_o$, il y aura tendance au renversement du courant lorsqu'on aura :

$$0{,}15 \times 400 \times x = 3 \times 40$$
$$x = 2 \text{ kilos.}$$

Ce poids d'eau correspond à une venue totale, par heure, de :

$$2 \times 3600 \times 10^{m^2} = 72^{m^3}$$

à laquelle des causes occasionnelles peuvent parfaite ment donner naissance.

En consultant les tables, on voit que le rendement K admis pour ce calcul cadre assez bien avec celui qui correspond à la vitesse $v = 3$ mètres, $p = 2$ kilos.

Si le poids x ainsi déterminé, conduit à un rendement K différant notablement de celui qui est lié à la vitesse $v = 3$ mètres, en prenant successivement des valeurs K_1, K_2, K_3.....K et les introduisant dans la formule :

$$Klx = vH$$

on trouvera toujours ainsi une valeur du poids d'eau x telle que le rendement K admis *a priori*, corresponde au chiffre qu'indiquent les tables, pour ce poids d'eau et la vitesse v. Envisageons une nouvelle application.

Soient :

$v = 6^m,850$

$S = 8^{m^2}$

$H = 18^{mm}$ d'eau

$l = 100^m$

Prenons d'abord pour K, la valeur $K_1 = 15\ ^0/_0$.

$$0,15 \times 100 \times x = 6,85 \times 18$$
$$x = 8^k,22$$

Les tables montrent la discordance qui existe entre les trois valeurs, x, v et K_1.

Essayons la valeur $K_2 = 20\ ^0/_0$

$$0,20 \times 100 \times x = 6,85 \times 18$$
$$x = 6^k,16$$

La concordance n'est toujours pas satisfaisante.

Prenons enfin la valeur $K_3 = 30\ ^0/_0$

$$0,30 \times 100 \times x = 6,85 \times 18$$
$$x = 4^k,10$$

L'essai n° 429 indique que cette valeur peut être admise.

Il sera donc toujours possible, après quelques tâtonnements, d'arriver à déterminer au moins approximativement, et d'une manière suffisamment exacte, le poids d'eau capable de produire le renversement du sens du courant d'air.

B. — Les expériences (nos 383 à 450) exécutées au puits Thibaut sur le courant d'air ascendant nous fournissent d'ailleurs une *vérification très précieuse* de la formule que nous venons d'établir :

$$Kpl = vH$$

En effet, à chaque valeur du poids d'eau p tombant par seconde et par mètre carré, correspond une vitesse v du courant d'air, en-dessous de laquelle a lieu le renversement du sens de la circulation.

Nous avons toujours noté avec beaucoup de soin, la vitesse voisine de ce *point critique*.

Exemples :

1° L'essai n° 387 a enregistré une vitesse-limite ; or si on part des données qu'il contient :

$v = 2^m,23$	$l = 39^m,45$
$H = 3^{mm},63$	$p = 2^k,05$

on a, en appelant K le rendement :

$$K \times 2,05 \times 39,45 = 2,23 \times 3,63$$
$$K = 10\ \%$$

Ce rendement ne diffère pas sensiblement de ceux qui figurent dans la table n° 1 (1re série) ;

2° L'essai n° 399 a été, de même, fait à la limite correspondant au renversement. Il fournit les données suivantes :

$v = 3^m,00$	$l = 39^m,45$
$H = 15^{mm},02$	$p = 6,85$

Si K désigne le rendement :

$$K \times 6,85 \times 39,45 = 3,00 \times 15,02$$
$$K = 16\ \%$$

Ce coefficient est en concordance avec ceux de la table n° 1 (2e série).

Deuxième application

Soient :

v la vitesse de l'air circulant de bas en haut dans un puits de retour.

h la dépression que nécessiterait son mouvement si le puits était sec.

H la perte de charge, supérieure à h, qu'exige cette circulation, lorsqu'il tombe de l'eau dans le puits.

p le poids d'eau qui tombe par seconde, par unité de surface du puits.

l la hauteur de chute de cette eau supposée uniformément répartie.

Ainsi qu'on l'a démontré plus haut, on peut écrire :

$$v(H - h) = Kpl$$

L'excédent de perte de charge nécessitée par la chute de l'eau a pour valeur :

$$H - h = \frac{Kpl}{v} \qquad (1)$$

La dépression qu'on observerait, entre les extrémités du parcours, *si le puits était sec*, serait :

$$H - \frac{Kpl}{v} = h. \qquad (2)$$

Si l'air chemine dans le même sens que l'eau, c'est le cas dans les puits servant d'entrée d'air, la dépression observée h est inférieure à celle qui serait nécessaire si le puits était sec.

La différence $(H - h)$ conserve comme expression :

$$H - h = \frac{Kpl}{v}$$

Si le puits était sec, la perte de charge génératrice du mouvement serait :

$$H = h + \frac{Kpl}{v} \qquad (3)$$

Il faudra donc, suivant le cas, ajouter à la dépression lue, ou en retrancher le terme $\frac{Kpl}{v}$; cette correction sera indispensable, si on veut tenir compte de l'action retardatrice, ou accélératrice de l'eau.

Exemple :

Pour fixer les idées, substituons aux lettres des valeurs numériques.

Soient :

$q = 35^{m^3}$	$l = 600^{m}$
$v = 5^{m}$	$p = 0^{k},5$

L'hypothèse $p = 0^k,5$ correspond à un débit d'eau de $43^{m^3},200$ en 24 heures, qui ne présente rien d'anormal. En raison de la vitesse importante $v = 5$ mètres on serait en droit de prendre un rendement K, au moins égal à 15 %. Faisons le calcul, en supposant $K = 10$ %, pour tenir largement compte de l'inégale division du courant d'eau, par mètre carré de surface.

L'excédent de pression motrice nécessaire est :

$$H - h = \frac{Kpl}{v} = \frac{0,10 \times 0,5 \times 600}{5} = 6^{mm} \text{ d'eau.}$$

Conclusions

Pour des applications simples, du genre de celles qui viennent d'être exposées, on pourra, dans chaque cas particulier, faire subir à la dépression motrice obtenue, dans un puits de mine, entre deux stations, la correction convenable pour ramener les coefficients de résistance α, déduits des observations, à la valeur qu'ils auraient eue, si tous les puits expérimentés eussent été secs ; cette méthode rendra possible la comparaison des résistances, pour des revêtements différents et des modes de guidage variables.

CHAPITRE III

De la valeur du coefficient α caractéristique de la résistance au mouvement de l'air pour les différents types de puits de mine.

Ce chapitre est divisé en trois paragraphes : le premier est consacré aux puits de mine proprement dits ; le second, aux compartiments spéciaux réservés, dans ces puits, à la circulation de l'air et connus dans le

bassin du Nord et du Pas-de-Calais, sous le nom de « *goyaux* » d'aérage ; le troisième renferme un résumé général et comparatif.

§ 1er. — Résistance au mouvement de l'air dans les puits de mine.

Nous passons successivement en revue les puits guidés au moyen de câbles métalliques, au moyen de rails sur traverses en fer, au moyen de longuerines en bois sur traverses en bois.

A. — Puits de mine avec guidage en cables ronds métalliques

Nous avons opéré sur un puits d'entrée d'air, le puits du Treuil n° 1, et sur trois puits de retour d'air, le puits du Bardot, le puits des Flaches et le puits Neyron.

Nous nous bornerons ici à exposer succinctement les résultats obtenus : nous renvoyons le lecteur, pour le détail des calculs et des observations, aux tableaux qui sont annexés au texte.

1° Puits du Treuil n° 1.

Ce puits a $3^m,75$ de diamètre utile ; il reçoit des cages longues qui sont guidées au moyen de six câbles disposés comme l'indique le croquis ci-contre.

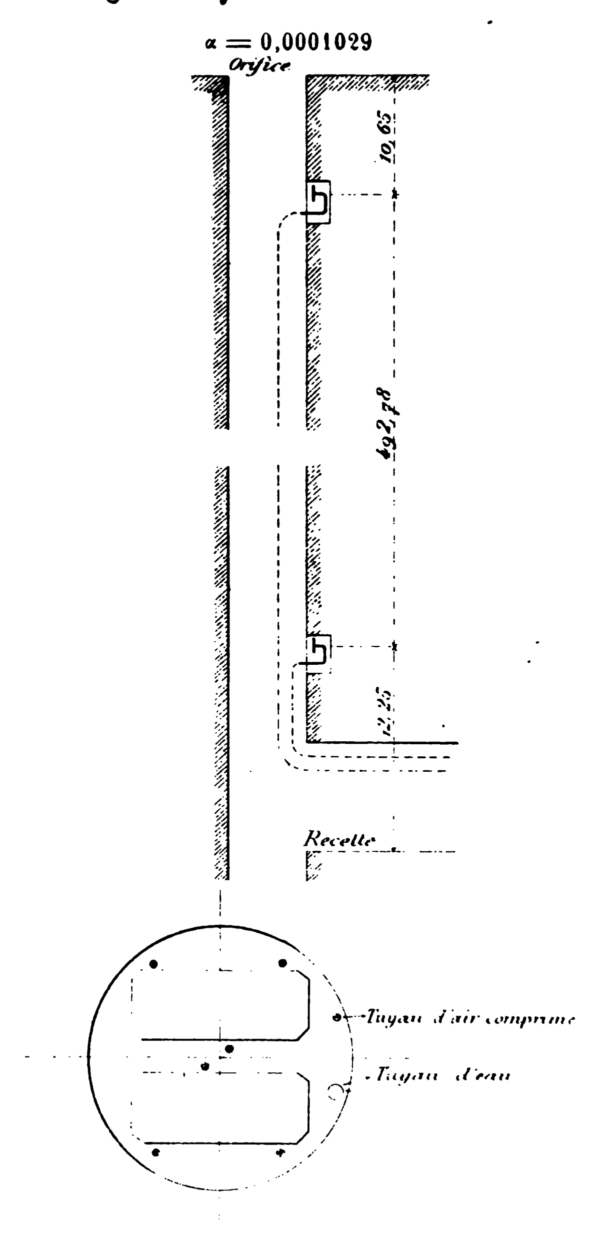
Sur 350 mètres environ, le revêtement est composé d'un anneau en béton de ciment de $0^m,50$ d'épaisseur.

La paroi du puits est lisse, elle n'est encombrée que par un tuyau de $0^m,070$, canalisant l'air comprimé, et un tube de $0^m,200$ de diamètre captant les eaux qui s'écoulent d'une recette intermédiaire ; cette double canalisation n'existe que sur 200 mètres de hauteur.

L'ensemble des huit observations faites (n° 491 au

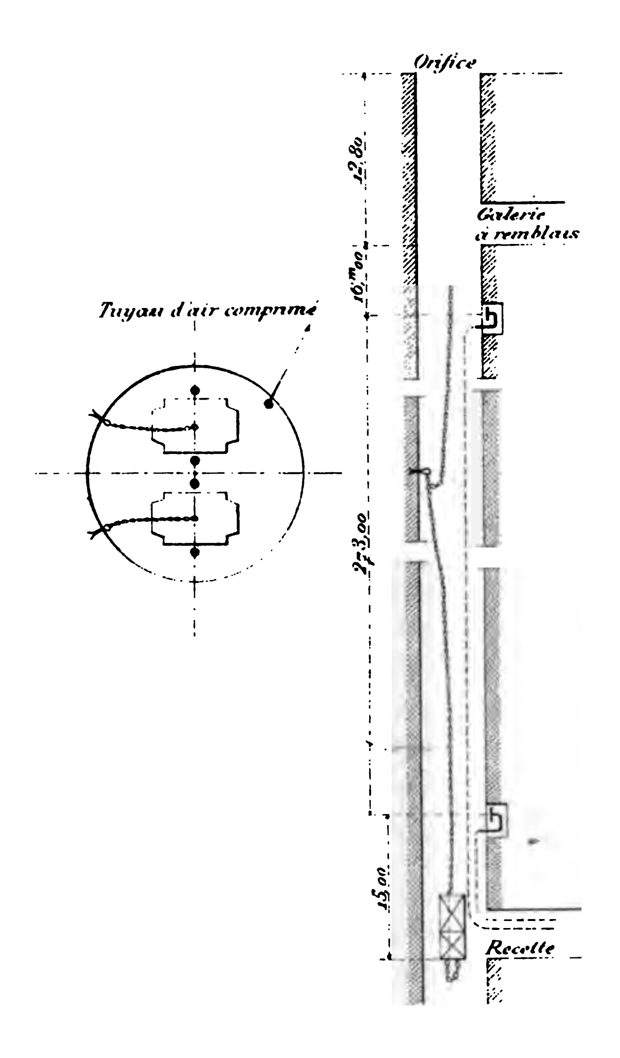
n° 498 du tableau n° 42) donne pour le coefficient de perte de charge la moyenne :

$$\alpha = 0,0001029$$



2° *Puits du Bardot.*

Puits muraillé, en moellons de briques ordinaires, de 3m,50 de diamètre utile, servant au retour d'air de



la 13e couche du puits Verpilleux, et à la descente des remblais de cette exploitation.

Guidé au moyen de 4 câbles-guides, encombré d'un

tuyau d'amenée d'air comprimé de $0^{m},070$ de diamètre et de deux chaînes d'équilibre amarrées, chacune, au milieu du puits d'une part, et au plafond inférieur des cages d'autre part.

L'eau qui s'échappe des parois est canalisée et ne tombe pas librement sur le courant d'air ascendant.

L'ensemble des 9 observations (n° 499 au n° 507 du tableau n° 43), faites le 12 juillet 1899 donne pour α la valeur moyenne :

$$\alpha = 0,00045163$$

3° Puits des Flaches.

Puits de retour d'air de la 13e couche du puits Saint-Louis, divisé en deux tronçons :

DÉSIGNATIONS	HAUTEUR	SECTION UTILE
Tronçon supérieur non muraillé.	$132^{m},37$	$7^{mq},565$
Tronçon inférieur muraillé	164,80	9,611

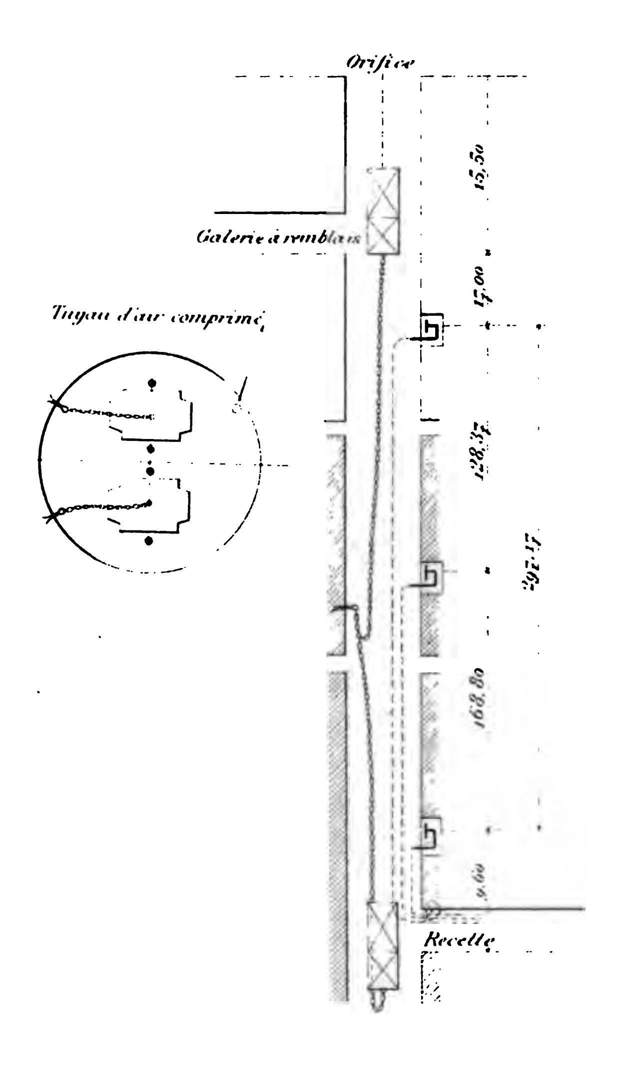
Guidé avec 4 câbles-guides ; encombré, comme le puits du Bardot, par un tuyau d'amenée d'air comprimé de $0^{m},070$ de diamètre et de deux chaînes d'équilibre.

Ce puits a une venue d'eau que nous avons exactement mesurée, et qui atteint 25 mètres cubes en 24 heures ; cette venue n'est pas captée à son point d'émergence et tombe librement de 200 mètres de hauteur, agissant sur la dépression nécessaire au mouvement dans le *tronçon muraillé* du puits.

Le courant d'air de la mine de Saint-Louis se déverse dans le puits des Flaches à deux cotes différentes (174.23 et 153.25).

Dans une première série d'expériences, comportant 17 observations (n° 508 au n° 524, du tableau n° 44) on a

mesuré la perte de charge absorbée par la totalité de la colonne du puits.



En donnant au ventilateur des vitesses variables, on a pu observer cette perte de charge pour des volumes

d'air passant de 21^{m^3} à $24^{m^3},679$; l'accord entre les valeurs trouvées pour le coefficient α, est très satisfaisant. On a pour la moyenne :

$$\alpha = 0,0011197$$

Dans une deuxième série d'essais comportant également 18 observations (n° 525 au n° 542 du tableau n° 45), on a mesuré la perte de charge du tronçon muraillé du puits. La moyenne de α calculée a pour valeur :

$$\alpha = 0,00082334$$

Le coefficient à affecter à la partie *nue* de la colonne se déduit aisément (1), de la comparaison entre les résultats fournis par la première et par la seconde série d'expériences.

On trouve ainsi :

$$\alpha = 0,0012675$$

En résumé, on obtient les valeurs suivantes :

1° Puits, mi-nu, mi-muraillé..... $\alpha = 0,0011197$.
2° Tronçon muraillé du puits..... $\alpha = 0,0008233$.
3° Tronçon nu du puits.......... $\alpha = 0,0012675$.

La valeur trouvée pour le coefficient α du tronçon muraillé est notablement plus élevée que pour le puits du Bardot. C'est ici qu'il faut tenir compte de l'action retardatrice produite par le mouvement de l'eau, action que nous avons appris à chiffrer, au moins approximativement, dans les chapitres précédents.

---

(1) L'expérience n° 518 donne pour un volume de $24^{m^3},478$, une perte de charge pour tout le puits de : $H = 3^{mm},433$; la perte de charge du tronçon muraillé est pour le même volume de $h = 1^{mm},057$; la différence $H - h = h' = 2^{mm},376$, représente la part absorbée par le *tronçon nu*.

La formule $\alpha = \frac{h'}{v_2} \cdot \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$, donne $\alpha = 0,0012675$.

Nous avons jaugé la quantité d'eau tombant librement dans le puits, en plaçant, le même temps, en différents points de la section du puits, un récipient taré d'avance. La venue ainsi mesurée a été trouvée égale à 25^{m^3} par 24 heures, soit :

$$P = 0^{k},288 \text{ par seconde.}$$

L'excédent de pression motrice due à l'eau est fourni par la formule :

$$H - h = KP\frac{L}{Q} \qquad (1)$$

$L = 200^{m}$	$Q = 24^{m^2},200$
$P = 0^{k},288$	$K = 0,15$

On déduit de la relation (1) :

$$H - h = 0,15 \times \frac{0,288 \times 200}{24,200} = 0^{mm},35$$

La dépression absorbée par le tronçon muraillé qu'on a trouvée égale, en moyenne, à :

$$H = 1^{mm},05$$

s'abaisserait à $h = 1^{mm},05 - 0^{mm},35 = 0^{mm},70$ *si le puits était sec.* Le coefficient α tomberait alors de la valeur :

$$\alpha = 0,0008233$$

à la valeur :

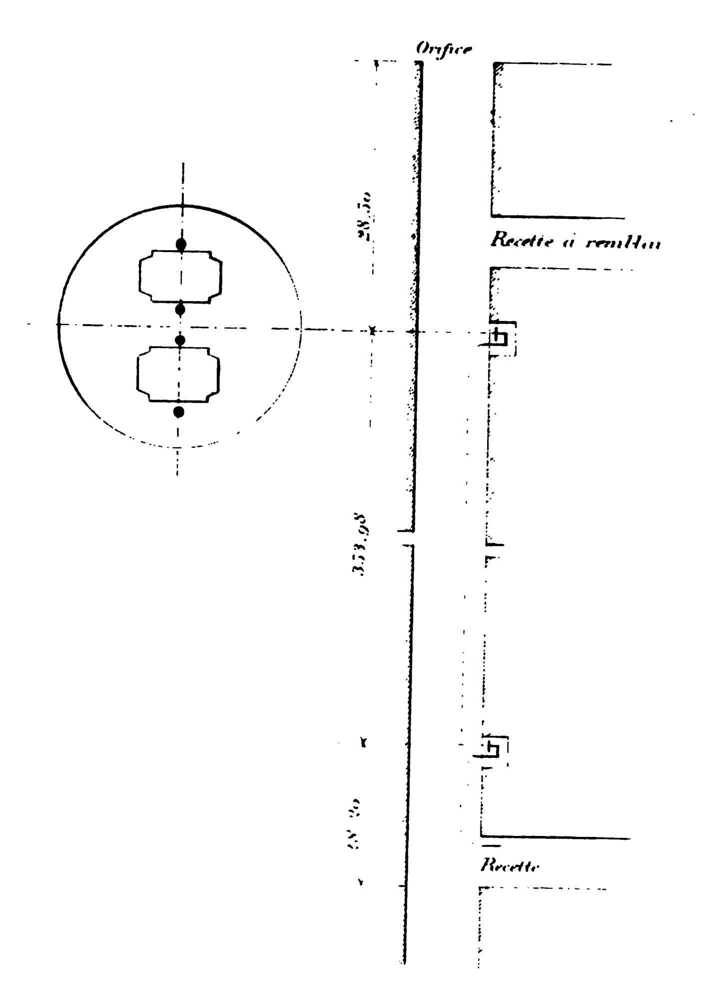
$$\alpha' = 0,0005494$$

La différence entre ces deux données pour le puits du *Bardot* et celui des *Flaches*, peut tenir à la cause suivante : la mine de Verpilleux est extrêmement poussiéreuse, les particules les plus ténues de charbon sont emportées par le courant d'air et, en se fixant sur les parois du puits de retour, constituent une sorte d'enduit gras, qui lisse la surface de la maçonnerie et atténue la résistance au mouvement du courant ; cette

particularité ne se produit qu'à un degré beaucoup moindre dans le puits des Flaches.

4° *Puits Neyron.*

Puits de retour d'air d'une exploitation du Treuil.



muraillé en briques sur toute sa hauteur, au diamètre utile de 3m,500, guidé par 4 câbles guides.

De très nombreuses observations de la perte de

charge (n° 543 au n° 556 du tableau n° 46) ont été faites sur ce puits.

La colonne n'est encombrée par aucun tuyau, par aucune chaîne d'équilibre.

Des jaugeages effectués le 19 juillet 1899, il résulte que la quantité d'eau tombant librement dans le puits de 400 mètres de hauteur, est de $10^{m^3},600$ en 24 heures.

La moyenne du coefficient α, calculée pour *le puits humide*, a pour valeur :

$$\alpha = 0,001538$$

L'excédent de pression motrice due à l'eau est :

$$H - h = KP\frac{L}{Q}$$

$$Q = 12^{m^3},370$$
$$P = 0^{k},123$$
$$L = 400^{m}$$
$$K = 0,12$$
$$H - h = 0^{mm},596$$

La perte de charge moyenne observée pour ce volume de $12^{m^3},370$ étant de :

$$H = 0^{mm},976$$

le courant d'air n'absorberait, dans un puits *sec*, que :

$$h = 0^{mm},976 - 0^{mm},596 = 0^{mm},380$$

Le coefficient moyen α du puits *humide* serait, par suite, réduit dans le rapport :

$$\alpha' = \alpha\frac{0,380}{0,976} = 0,001538 \times \frac{0,380}{0,976} = 0,0005998$$

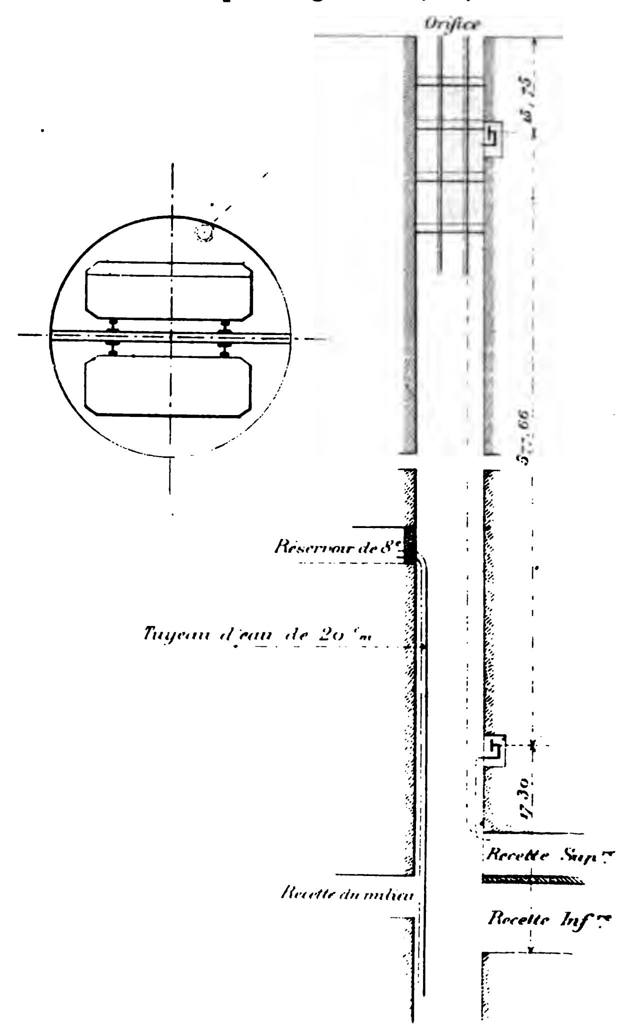
Ce chiffre se rapproche beaucoup de celui que nous avons trouvé pour le tronçon muraillé du puits des Flaches.

B. — Puits de mine avec guidage en rails système Briart

Nous avons opéré sur deux puits profonds, d'environ 600 mètres, l'un d'entrée d'air, le puits *Villiers*, l'autre de sortie d'air, le puits de la *Pompe*.

1° *Puits Villiers.*

Diamètre utile du puits égal à $3^m,50$; muraillement



en briques-moellons sur toute la hauteur de la colonne qui est encombrée par le guidage, les moises d'attache et un tuyau de $0^m,20$ de diamètre captant les eaux à leur point d'émergence.

La moyenne des 8 observations (n° 579 à n° 586, du tableau n° 49), faites pour des volumes d'air oscillant autour de 28 mètres cubes par seconde, donne pour α

$$\alpha = 0,001322.$$

2° Puits de la Pompe.

Le puits est muraillé sur toute sa hauteur, à l'exception de quelques tronçons de la partie supérieure.

Le guidage, fixé sur des moises en chêne, comprend dans chaque compartiment, un rail central de 35 kilos le mètre courant et deux rails de poids égal à 15 kilos (1).

Une conduite d'air comprimé, deux chaînes d'équilibre fixées au parement du puits complètent l'encombrement de la colonne.

Le courant de la mine du puits Villiers se déverse dans le puits de la Pompe, à deux cotes différentes ($+ 17^m,92$ et $- 93^m,85$); nos mesures n'ont porté que sur le tronçon du puits colligeant les deux branches du courant.

La moyenne de nos dix observations, pour un volume d'air voisin de 31 mètres cubes, conduit à :

$$\alpha = 0,00113513$$

Bien que le puits de la Pompe soit plus encombré que le puits Villiers, on trouve pour α une valeur légèrement inférieure, ce qui confirme une remarque déjà faite que l'enduit qui se dépose sur la maçonnerie des puits de retour d'air en atténue la résistance.

(1) Les rails extérieurs constituaient le guidage primitif qu'on a dû renforcer par la pose d'un rail médian, pour assurer la circulation des cages très lourdement chargées, contenant quatre tonnes de remblais.

Le coefficient α' trouvé pour un puits *sec* se serait, par conséquent, élevé à :

$$\alpha' = \alpha \times \frac{3,843}{2,879} = 0,001662$$

b) Coefficient α *pour le tronçon muraillé.* — L'utilisation des données renfermées dans les tableaux fournissant la perte de charge de la totalité du parcours, et celle du tronçon supérieur, permet de déterminer avec précision le coefficient α de la partie muraillée du puits.

Si nous partons, par exemple, des essais n° 603 et n° 609, nous trouvons :

q..................................	=	$22^{m^3},616$
H totale..........................	=	$2^{mm},995$
h_1 du tronçon supérieur...........	=	$1^{mm},845$
Par différence h_2 du tronçon muraillé...	=	$1^{mm},150$

Nous déduisons, pour le tronçon *muraillé* :

$$\alpha = 0,00079692$$

Mais si nous voulons tenir compte de l'action de l'eau, nous arrivons aux résultats suivants :

1° Valeur de la pression engendrée par l'eau sur toute la hauteur du puits :

$$\frac{\mathrm{K}p\mathrm{L}}{q} = \frac{0,12 \times 0,576 \times 315,56}{22,616} = 0,9346$$

2° Valeur de cette pression pour le tronçon supérieur :

$$\frac{\mathrm{K}p\mathrm{L}}{q} = \frac{0,012 \times 0,576 \times 146^{m}}{22,616} = 0,432$$

On aura donc, si on ne néglige pas l'action accélératrice due à la chute de l'eau :

$$\mathrm{H}' = 2^{mm},995 + 0^{mm},934 = 3^{mm},929$$
$$h'_1 = 1^{mm},845 + 0^{mm},432 = 2^{mm},377$$
$$h'_2 = 1^{mm},652$$

Le coefficient α trouvé pour le tronçon muraillé devient ainsi :

$$\alpha' = \alpha \times \frac{1,652}{1,150} = 0,0011448$$

c) Coefficient α pour le tronçon supérieur. — L'ensemble du tronçon supérieur, comprenant une hauteur de 50 mètres *muraillée* et une hauteur de 146 mètres *nue*, donne pour le coefficient les valeurs α et α' suivant qu'on néglige, ou non, l'action de l'eau :

$$\alpha = 0,001834$$
$$\alpha' = 0,002295$$

La partie *nue* proprement dite qui constitue les $\frac{3}{4}$ du tronçon supérieur est caractérisée comme suit :

$$\alpha = 0,0023107$$
$$\alpha' = 0,0023880$$

2° Fosse n° 1 de Bully-Grenay (1).

L'appareil dont on s'est servi pour mesurer la perte de charge se compose d'un tube en verre, de 7 millimètres de diamètre intérieur, ayant la forme d'un U et incliné de 10° sur l'horizontale.

Une dénivellation verticale d'un millimètre était représentée par une longueur inclinée de $5^{mm},746$, divisée en quatre parties égales, ce qui permettait de lire $\frac{1}{4}$ de millimètre de dépression.

---

(1) Je dois à la grande obligeance de M. Malatray, ingénieur en chef des mines de Bully-Grenay, les renseignements que je consigne ici sur la perte de charge des différents puits de sa Compagnie. Mon ami a bien voulu faire exécuter quelques expériences, dont les données compléteront celles que j'ai recueillies moi-même.

On prenait pour point de comparaison la partie arrière du *ménisque ;* le liquide manométrique était de l'eau alcoolisée de densité $\delta = 0{,}974$.



Les tubes de prise de pression, raccordés aux extrémités du manomètre, étaient des tubes en caoutchouc.

a) Tronçon cuvelé en bois sans goyau. — M. Malatray a expérimenté sur une hauteur de 72 mètres, correspondant à la partie cuvelée en bois d'un puits de 4 mètres de diamètre, avec guidage en bois. (Voir Pl. VIII.)

Il a trouvé pour un volume d'air total de $31^{m^3},647$, une dépression de $0^{mm},48$ d'eau, ce qui conduit au coefficient :

$$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp}$$

Si on exprime S et p en fonction du diamètre D du puits, on a :

$$\alpha = \frac{\pi^2}{64} \frac{h\,D^5}{L\,q^2} = 0{,}001051$$

Il est à remarquer qu'on prend ici, non pas le périmètre *frottant total,* mais le seul périmètre du puits.

b) Tronçon maçonné guidé en bois avec goyau latéral. — Voici les résultats trouvés par M. Malatray, le coefficient α étant calculé comme il vient d'être dit :

NUMÉRO d'ordre	LONGUEUR expérimentée L	VOLUME d'air q	DÉPRESSION corrigée h	$\alpha = \frac{\pi^2}{64} \frac{h\,D^5}{L\,q^2}$
1	50^m	31^{m3},647	0^{mm},48	0,001510
2	220	23,228	1,09	0,001450
3	220	22,964	1,09	0,001480
4	220	22,140	1,00	0,001460

§ 2me. — Résistance au mouvement de l'air dans les puits encombrés par des goyaux ou des planchers.

1° Puits de la Manufacture

Puits muraillé au diamètre utile de 3^m,50, guidé avec des câbles, servant de retour d'air à l'exploitation de la 11e couche du puits du Treuil, encombré dans un de ses compartiments par une colonne verticale de caissons en bois de 1^m,500 × 0^m,750. (Voir Pl. XIII.)

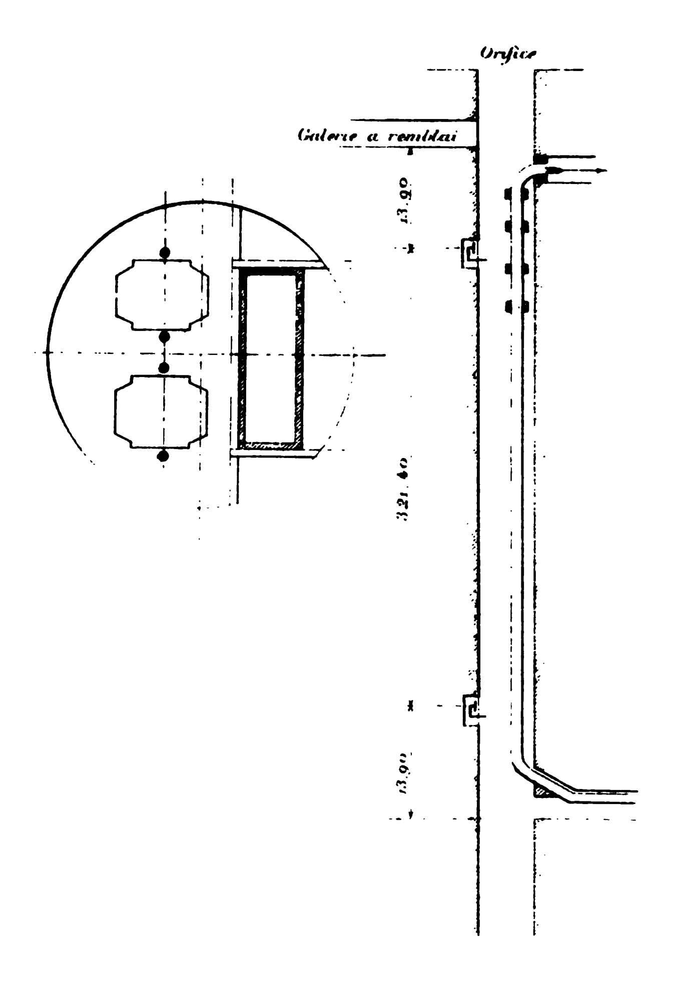
La venue d'eau du puits est captée par des tuyaux et n'agit pas, par sa chute, sur le courant d'air.

La moyenne de douze observations (n° 557 à n° 568 du tableau n° 47) pour des volumes d'air voisins de 20 mètres cubes, conduit à la valeur :

$$\alpha = 0,00061546$$

Le caisson occupe une section importante du puits, mais les planches qui le composent ne retardent pas plus le mouvement de l'air que ne le ferait la paroi en briques de la maçonnerie. Cette déduction résulte de la comparaison du coefficient α, avec celui d'un puits de même section, muraillé, guidé en câbles, non encombré, tel que le puits Neyron.

Si on considérait le caisson comme un obstacle, et



qu'on établit le coefficient α en ne faisant entrer dans la formule :

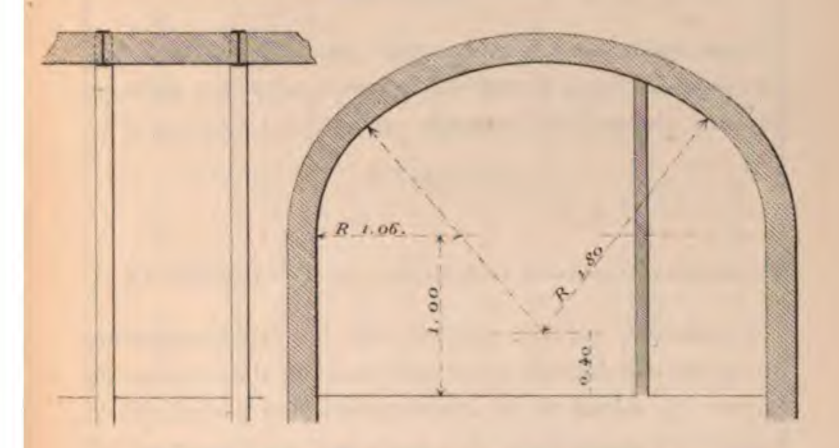
$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S}$$

que le périmètre du puits, on aurait :

$$\alpha = 0,0009500$$

2° FENDUE DU PUITS MARS

Cette fendue est une galerie inclinée, à pente de $0^m,33$ par mètre courant, divisée en deux compartiments d'inégale importance : le plus large servant au roulage des bennes de remblai, le plus étroit réservé à la circulation du personnel.



La fendue Mars est muraillée sur toute sa longueur, des fers I cintrés constituent l'ossature du revêtement.

La moyenne des dix essais (n° 569 à n° 578 du tableau n° 48) conduit, pour le coefficient de perte de charge, à la valeur :

$$\alpha = 0,00053235$$

C'est à peu de chose près le chiffre que nous avons trouvé pour le tronçon muraillé du puits des Flaches, encombré de chaînes d'équilibre et de câbles-guides.

Une mesure spéciale nous a permis de déterminer le coefficient α relatif au grand compartiment de cette fendue. Nous condensons ci-après le résultat des observations qui ne sont pas consignées dans les annexes.

Volume d'air.............	$Q =$	$23^{m^3},805$
Vitesse dans le parcours...	$v =$	$5^{m},560$
Perte de charge..........	$h =$	$2^{mm},144$
Longueur du parcours....	$L =$	$122^{m},700$
Densité de l'air..........	$\delta =$	1.1266

On tire de ces données la valeur :

$$\alpha = 0,00030054$$

Ainsi qu'on peut le remarquer, ce chiffre diffère très peu de celui qu'a donné M. Murgue pour les galeries voûtées, de *section normale*, et qu'il a trouvé égal à :

$$\alpha = 0,00033.$$

3° Goyaux d'aérage des mines de Bully-Grenay (1)

Le tableau suivant résume tous les renseignements qui m'ont été fournis pour une hauteur déterminée de goyau. Le détail de la construction des planchers, la forme et l'écartement des barreaux sont représentés Pl. IX.

Les cloisonnements qui constituent les goyaux pèchent souvent par le manque d'étanchéité : la perte de charge qu'on observe entre le bas et le sommet de ces compartiments, s'applique à une vitesse moyenne difficile à préciser, si on n'admet pas que les rentrées d'air sont proportionnelles à la longueur.

En faisant cette hypothèse, on peut affecter la perte de charge observée à un volume d'air égal à la demi-somme des volumes jaugés à chaque extrémité.

(1) Renseignements dus à l'obligeance de M. Malatray.

DÉSIGNATIONS		N° 2	N° 3	N° 5	N° 7	N° 8	N° 9
Données relatives au goyau.	Hauteur du goyau	102m,000	140m,000	112m,000	137m,000	120m,000	172m,000
	Section libre maxima	3m2,18	3m2,30	5m2,40	5m2,40	2m2,94	5m2,40
	Section libre minima à hauteur des planchers.	2,65	2,42	3,25	3,40	1,88	3,93
Volume d'air jaugé à la base du goyau q_1		14m3,500	12m3,170	14m3,600	14m3,340	12m3,980	13m3,840
d° au sommet d° q_2		17,000	14,969	20,000	16,080	14,000	14,550
Volume d'air moyen $q = \frac{q_1 + q_2}{2}$		15,750	13,565	17,300	15,660	13,450	14,195
Pourcentage des rentrées d'air		14,7 %	18,8 %	22 %	15,5 %	7,4 %	4,9 %
Perte de charge observée		9mm	21mm	10mm	6mm	28mm	3mm,5
Dépression totale du ventilateur		68mm,5	60	50	47	77	19mm,5
Orifice équivalent du goyau		1m2,995	1m2,125	2m2,079	2m2,430	0m2,969	2m2,883
Orifice équivalent de 100m de goyau		2,014	1,331	2,200	2,843	1,056	3,779
Nombre de *murgues* de 100m de goyau		35,600	108,49	29,835	17,865	129,49	10,111

Remarques.

1° Si au lieu de calculer l'orifice équivalent sur le volume moyen, on l'établit en partant du volume d'air jaugé à la base du goyau, on obtient les chiffres suivants, pour 100 mètres de longueur :

N° 2	N° 3	N° 5	N° 7	N° 8	N° 9
1m²,84	1m,01	1m²,75	2m²,21	0m²,93	2m²,82

2° La proportion des rentrées d'air pour les goyaux n° 3 et n° 5 semble exagérée. D'après M. Malatray, on arrive habituellement, avec du soin, à limiter les pertes d'air des goyaux à 10 °/₀ ou 12 °/₀.

3° Il est intéressant de rapprocher du chiffre de la perte de charge h, trouvée pour ces différents goyaux, celui de la dépression mécanique totale H, produite par le ventilateur aspirant sur l'ensemble des travaux de la mine. Le rapport entre ces deux nombres s'élève à :

DÉSIGNATIONS	N° 2	N° 3	N° 5	N° 7	N° 8	N° 9
$\frac{h}{H}$	13,1 °/₀	35 °/₀	20 °/₀	12,7 °/₀	36,3 °/₀	18,4 °/₀

On voit, par ces exemples, combien les résistances offertes au mouvement de l'air, même par un goyau de dimensions aussi grandes que possible, contribuent au rétrécissement de la mine dont il forme le puits de retour.

4° Les croquis détaillés des planchers de ces divers

goyaux sont reproduits dans la Pl. IX de l'atlas, et permettent de comparer l'influence que chacun d'eux exerce sur la résistance au mouvement de l'air.

Le nombre de ces plafonds métalliques à claire-voie est variable d'un goyau à l'autre : il est de 9 pour le n° 2, de 15 pour le n° 3 et de 11 pour le n° 7. Pour les autres goyaux, l'intervalle vertical séparant deux planchers successifs est de 8 mètres.

L'écartement des barreaux du plafond et leur forme jouent un rôle dans la résistance totale mesurée : en général, le barreau *circulaire* engendrera une perte de charge moins élevée que le barreau *rectangulaire*, parce que l'adhérence des matériaux, que le personnel circulant par les échelles y dépose, est moins grande.

4° Bures de retour d'air, muraillés avec planchers et échelles de la fosse n° 1 de Bully-Grenay

Voici les résultats trouvés par M. Malatray pour deux bures, de 2 mètres de diamètre, parcourus par des courants d'air d'une intensité de 31 mètres cubes.

DÉSIGNATION DU BURE	240m à 285m	285m à 333m
Diamètre D..	2m,000	2m,000
Hauteur expérimentée L...	41m,000	44m,000
Nombre de planchers......	5	7
Volume d'air q............	30m3,748	31m3,647
Dépression lue	12mm,500	4mm,000
Dépression corrigée h.....	12mm,200	3mm,900
$\alpha = \frac{\pi^2}{64} \frac{h D^5}{L q^2}$ = ...	0,001550	0,000432

On peut être surpris de la différence du coefficient α pour les deux bures expérimentés, cependant elle s'explique par deux raisons :

1° Les planchers du bure *240*^{m} — *285*^{m} sont constitués par des barreaux *rectangulaires* plus susceptibles de s'encrasser que les barreaux *ronds* des planchers du bure *285*^{m} — *333*^{m}.

2° L'écartement des barreaux est moins fort dans le premier bure que dans le second (1).

§ 3me. — Résumé général et conclusions.

Afin de mieux embrasser l'ensemble des résultats fournis par les essais, rapidement passés en revue dans le précédent paragraphe, nous condensons ci-dessous, les diverses valeurs trouvées pour le coefficient α et se rapportant à tous les puits et bures expérimentés.

(Suit le tableau)

(1) Incidemment, nous indiquerons que la perte de charge due au double coude à angle droit, figuré sur la Pl. X, a été trouvée égale à 3^{mm} pour le bure de 240^m — 285^m et à 3^{mm},5 pour le bure de 285^m — 233^m.

Tableau n° 1.

DÉSIGNATION DU TYPE DE PUITS			PUITS HUMIDE α	PUITS SEC α
1° Puits guidés avec des câbles	Treuil n° 1	entrée d'air, revêtement en béton de ciment	»	0,0001029
	Bardot, sortie d'air, muraillé en briques			0,0004516
	Flaches, sortie d'air	Tronçon muraillé	0,0008233	0,0005494
		Tronçon nu	»	0,0012675
		Totalité du puits	0,0011197	»
	Neyron, sortie d'air, muraillé en briques		0,0015380	0,0005998
2° Puits guidés avec des longuerines en bois	Saint-Louis, entrée d'air	Tronçon muraillé	0,0007969	0,0011450
		Tronçon nu	0,0023107	0,0023880
	Fosse n° 1 de Bully-Grenay	Tronçon cuvelé en bois	»	0,0010510
		Tronçon muraillé avec goyau	»	0,0014750
3° Puits guidés suivant le système Briart	Villiers, entrée d'air, muraillé en briques		»	0,0013220
	Pompe, sortie d'air, muraillé en briques		»	0,0011351

Il convient de ne faire porter les comparaisons des différentes valeurs du coefficient α que sur des puits *supposés secs*, la plus ou moins grande quantité d'eau tombant librement, accélérant ou ralentissant le mouvement du courant suivant le sens qu'il possède.

Dans le *tableau n° 2*, nous avons calculé le nombre de « *murgues* », correspondant à des puits profonds de 1.000 mètres, de diamètre croissant de $0^m,25$ en $0^m,25$ et échelonnés de 3 mètres à 5 mètres, nus ou muraillés, guidés avec des câbles, avec des longuerines en bois, ou avec des rails.

Remarque. — Nous avons admis que le coefficient α déterminé par nous, pour des diamètres de *3 mètres* à *$3^m,75$*, conservait la même valeur pour des diamètres atteignant 5 mètres. C'est là une première *approximation*, dont les chercheurs qui complèteront cette étude, feront disparaître l'incertitude.

Le coefficient α calculé, en supposant une fonction simple $f(p\ s)$, entre le périmètre et la section, demeure-t-il invariable, lorsqu'on passe du diamètre de 3 mètres au diamètre de 5 mètres ? Des recherches ultérieures fixeront ce point.

Ne conviendrait-il pas de calculer la caractéristique α, en introduisant dans la formule :

$$h = \alpha f(p.s.)v^m$$

une fonction analogue à celle qui nous a permis, pour une nature de paroi déterminée, de passer de la conduite de diamètre $d = 0^m,338$, à la conduite de diamètre $d = 1$ mètre, sans changer ce coefficient α ?

Nous n'avons pu élucider ce point, car nous n'avions à notre disposition que des puits de diamètre compris entre 3 mètres et $3^m,75$.

Au reste, en pratique, il sera difficile d'arriver, par l'expérimentation, à une conclusion bien précise, car

beaucoup d'éléments, dont la constance sera peu commode à réaliser, d'un puits à l'autre, concourent à engendrer la perte de charge due au mouvement de l'air.

En outre, l'encombrement présenté par un guidage de type donné ne croît pas proportionnellement au diamètre du puits qui le reçoit : en faisant intervenir dans la formule :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S}$$

non pas la simple périphérie du puits, mais le périmètre *frottant total*, on tient compte partiellement de cette circonstance, mais on n'est pas rigoureusement autorisé à admettre la constance du coefficient α.

C'est sous les réserves qui viennent d'être exposées, qu'on pourra faire usage des indications renfermées dans le tableau n° 2.

(*Suit le tableau*).

Tableau n° 2

DÉSIGNATION DU TYPE DE PUITS			D = 3m00	D = 3m25	D = 3m50	D = 3m75	D = 4m00	D = 4m25	D = 4m50	D = 4m75	D = 5m0
			μ	μ	μ	μ	μ	μ	μ	μ	μ
Puits muraillé en béton de ciment	Guidage avec 6 câbles. Encombrement	6 câbles de 0m,030; un tuyau de 0,200; un tuyau de 0,070	3,0640	2,0327	1,3945	0,98145	0,70740	0,51982	0,38914	0,29642	0,22815
Puits muraillé en briques-moellons	Guidage avec 4 câbles. Encombrement	4 câbles de 0m,030; 2 chaînes d'équilibre; un tuyau de 0,070	12,8610	8,5550	5,8708	4,1330	2,9797	2,1901	1,6398	1,2464	0,9617
Puits muraillé	Guidage en bois. Encombrement	4 guides en bois; un câble d'extraction	41,3510	27,1550	18,4230	12,8420	9,1751	6,6899	4,9726	3,7549	2,8799
Puits nu	Guidage avec 4 câbles. Encombrement	4 câbles de 0m,030; 2 chaînes d'équilibre; un tuyau de 0,070	45,2410	30,0950	20,6520	14,5390	10,4820	7,7042	5,7685	4,3846	3,3832
Puits muraillé sec	Guidage Briart. Encombrement	un tuyau de 0m,200; un câble d'extraction; 4 rails	47,6610	31,3020	21,2390	14,8050	10,5790	7,7139	5,7340	4,3302	3,3212
Puits nu	Guidage en bois. Encombrement	4 guides en bois; un câble d'extraction	86,2400	56,6340	38,4240	26,7820	19,1350	13,9530	10,3700	7,8310	6,0063

CONCLUSIONS

1° *Au point de vue du guidage*, c'est le mode par *câbles* qui, encombrant le moins la section du puits, engendre la perte de charge la plus faible, ce qu'il était aisé de prévoir.

Le guidage type *Briart* est plus résistant que le type avec *longuerines en bois :* ce résultat doit, pensons-nous, être attribué à ce fait que le guidage Briart, placé dans un plan diamétral, découpe la masse d'air cheminant dans le puits, en son milieu, c'est-à-dire dans une zone où la vitesse maxima qui y règne doit engendrer le frottement maximum ; avec le guidage en bois, dont les longuerines sont obligatoirement très rapprochées des parois de la maçonnerie, l'importance du frottement doit être beaucoup moindre.

2° *Au point de vue du revêtement*, les puits nus, ainsi qu'il fallait s'y attendre, sont beaucoup plus résistants que les puits muraillés. Le béton de ciment donne aux colonnes de puits un glacis qui les rend très lisses et atténue notablement la perte de charge.

3° Le *tableau récapitulatif n° 2* permet de faire quelques comparaisons intéressantes. On y trouve les données suivantes : un puits de 3 mètres de diamètre, guidé par câbles, muraillé en béton de ciment, n'est pas plus résistant qu'un puits de 5 mètres de diamètre, guidé en rails, maçonné en briques.

Le puits de 3 mètres, guidé par câbles, muraillé en briques-moellons, est caractérisé par le même nombre de *murgues* qu'un puits de $3^m,750$ guidé en bois, ayant le même revêtement, etc.

4° En pratique, il convient de pouvoir déterminer quel est, au point de vue de la ventilation, le diamètre le plus

avantageux à donner à un puits dont on a arrêté, par avance, le mode de muraillement et le type de guidage. Cette question revient à *comparer l'économie réalisée sur les frais d'aérage, lorsqu'on passe d'un puits de résistance donnée à un autre de résistance moindre, avec le supplément de prix de premier établissement qu'en général nécessite ce dernier.*

Comparaison entre des puits d'inégale résistance et de diamètre différent au point de vue des frais de ventilation qu'ils exigent.

Soient, d'une façon générale :

q le volume d'air circulant dans une mine.

h la dépression mécanique produite par le ventilateur.

h_1 la fraction de cette dépression totale absorbée par un puits de diamètre D_1.

h_2 la fraction de cette dépression qu'absorberait un puits de diamètre D_2.

$\mu_1 \mu_2$ le nombre de « murgues » par mètre courant de chacun des deux puits comparés.

$\lambda_1 \lambda_2$ le prix par mètre courant de chacun d'eux.

La différence de travail demandé au ventilateur mécanique, pour le même volume d'air, lorsqu'on passe du diamètre D_1 au diamètre D_2 est :

$$q\left(\frac{h_1 - h_2}{75}\right) \qquad (1)$$

D'autre part, on a par définition

$$h_1 = q^2 \frac{\mu_1}{1000} \quad \text{et} \quad h_2 = q^2 \frac{\mu_2}{1000}$$

La relation (1) peut donc s'écrire :

$$q^3\left(\frac{\mu_1 - \mu_2}{1000 \times 75}\right) \qquad (2)$$

Si on nomme β, *le coût annuel d'un cheval en air utile* exigé par le ventilateur de la surface ; si on appelle γ le taux de l'intérêt qu'aurait annuellement rapporté la somme supplémentaire $\lambda_2 - \lambda_1$ affectée à l'établissement d'un puits de résistance moindre, il y aura, pour un volume q d'air aspiré, égalité entre le *gain sur les frais* de ventilation et *l'excédent des frais* d'établissement, lorsque sera satisfaite la relation :

$$q^3\left(\frac{\mu_1 - \mu_2}{1000 \times 75}\right) \times \beta = \gamma(\lambda_2 - \lambda_1) \qquad (3)$$

qu'on peut écrire sous la forme :

$$\frac{1}{q^3} = (\mu_1 - \mu_2)\frac{\beta}{\gamma} \cdot \frac{1}{75000} \times \frac{1}{\lambda_2 - \lambda_1} \qquad (3^{bis})$$

Or, si on considère q et $\mu_1 - \mu_2$ comme deux variables, on peut poser :

$$\frac{1}{q^3} = y \quad \text{et} \quad \mu_1 - \mu_2 = x$$

La relation (3bis) devient ainsi :

$$y = x \times \frac{\beta}{\gamma} \cdot \frac{1}{75000} \times \frac{1}{\lambda_2 - \lambda_1}$$

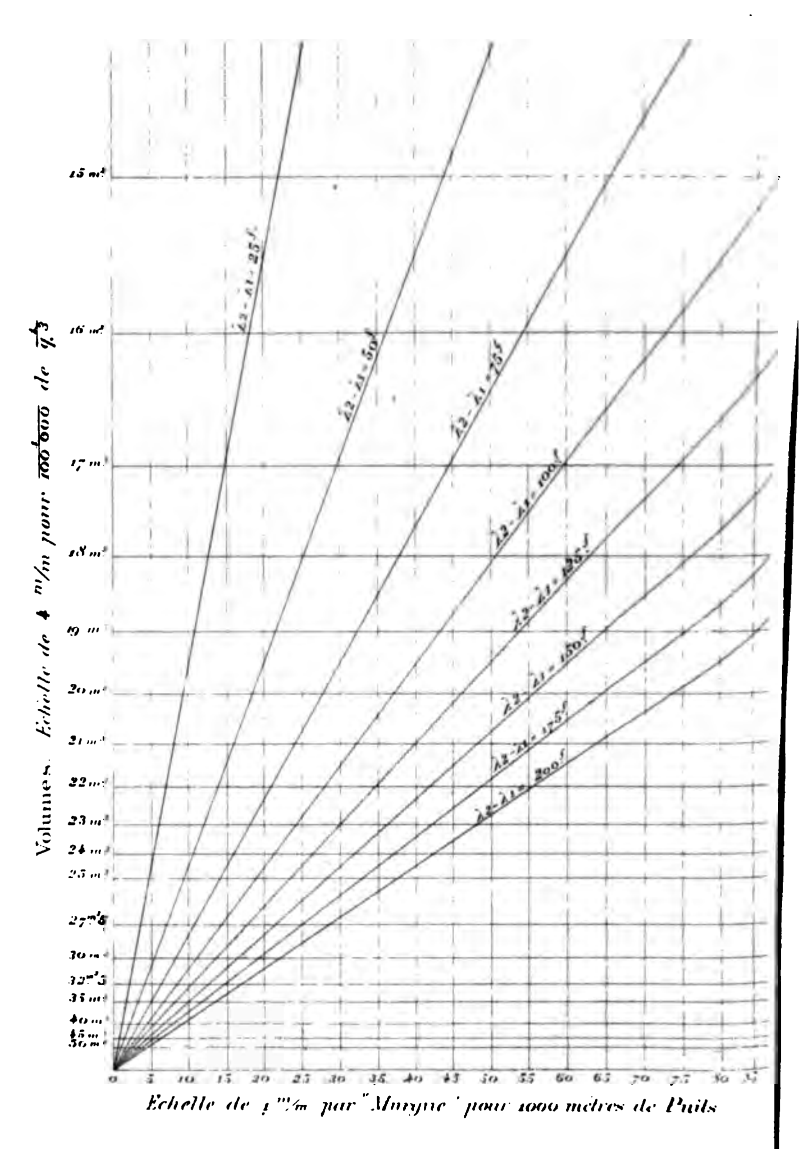
C'est l'équation d'une droite à coefficient angulaire

$$m = \frac{\beta}{\gamma} \cdot \frac{1}{75000} \times \frac{1}{\lambda_2 - \lambda_1}$$

Autant on admettra de valeurs différentes pour l'écart de prix, par mètre courant, entre les puits de diamètre D_1 et D_2, autant on aura de coefficients angulaires m variables.

Pour une différence donnée de résistance $\mu_1 - \mu_2$, il sera donc toujours possible de déterminer la valeur du volume q, pour laquelle, avec un écart de prix connu $\lambda - \lambda_1$ il y aura équilibre entre le gain d'une part, et

le supplément de dépenses d'autre part : il suffira de se reporter aux diagrammes ci-dessous, consistant dans



un faisceau de droites, passant par l'origine des coordonnées et plus ou moins inclinées sur l'axe des O X.

De la valeur du coefficient β

Nous avons déterminé le coût annuel du cheval en air utile, $\frac{q\,h}{75}$, produit par les différents ventilateurs de notre Société. Cette évaluation nous a été rendue commode, car dans nos installations du Bardot et des Flaches, toutes les dépenses en main-d'œuvre et en fournitures sont affectées aux ventilateurs.

DÉSIGNATIONS			FLACHES	BARDOT	POMPE
Volume d'air.........		q	29^{m^3}	30^{m^3}	42^{m^3}
Dépression...........		h	45^{mm}	41^{mm}	60^{mm}
Travail en chevaux...		$\frac{q\,h}{75}$	17,4	16,4	33,6
Coût annuel du cheval utile en air aspiré	Main-d'œuvre		374 f	396 f	290 f
	Fournitures..		834	830	900
	TOTAL....		1.208 f	1.226 f	990 f

D'après ces chiffres, on peut prendre pour le terme β une valeur moyenne égale à 750 francs représentant le coût annuel en *fournitures*, du *cheval utile* en air aspiré.

Nous ne faisons pas ici entrer en ligne de compte la *main-d'œuvre*, car on peut, dans certaines limites, la supposer indépendante du nombre de chevaux produit, lorsque ce nombre ne varie que de quelques unités.

Pour bien fixer l'importance du terme β, il sera donc utile de comparer le supplément de travail demandé au *ventilateur* pour une circulation de l'air à travers des puits *différents* :

$$q^3\left(\frac{\mu_1 - \mu_2}{1000 \times 75}\right) L \qquad (2)$$

au *travail total* que nécessite toute la mine puits compris.

Soit μ_0 le nombre de « murgues » équivalents au circuit intérieur, abstraction faite du puits : le travail total demandé au ventilateur dans le cas du puits D_2 le moins résistant sera, si on appelle L la hauteur de ce puits :

$$q^3 \left(\frac{\mu_0 + L\mu_2}{1000 \times 75} \right) \qquad (4)$$

Le rapport entre l'excédent de travail réclamé et le travail total, aura pour valeur :

$$\varepsilon = \frac{(\mu_1 - \mu_2) L}{{}_0 + L\mu_2} \qquad (5)$$

Posons :

$$\mu_2 = K\mu_0$$

La relation (5) devient :

$$\varepsilon = \frac{\mu_1 - \mu_2}{\mu_0 (1 + KL)}$$

Ainsi, pour un puits de *hauteur donnée*, ce rapport sera d'autant plus élevé que μ_0 sera plus faible, c'est-à-dire que le circuit intérieur de la mine sera plus large.

Inversement, pour une mine d'ouverture déterminée, dont la résistance est caractérisée par μ_0 « murgues », le rapport ε sera d'autant plus fort que le terme L sera plus grand, c'est-à-dire qu'il s'agira d'un puits *profond*.

Dans les deux cas qui viennent d'être envisagés, mine large desservie par un puits de grande profondeur, la valeur du rapport ε de l'excédent de travail, sur le travail normal, demandé au ventilateur, permettra de modifier, en connaissance de cause, le coefficient β, en majorant, dans une proportion convenable, le coût annuel du cheval.

Application numérique. — Imaginons une mine profonde et large, desservie par deux puits muraillés

A_0 et B_0, guidés en rails système Briart, d'une hauteur de 600 mètres, l'un de $3^m,500$ de diamètre, l'autre de 3 mètres de diamètre.

Soient :

q = 40 mètres cubes, le volume d'air à faire circuler par seconde, dans les travaux.

h = 64 millimètres, la dépression totale produite par le ventilateur.

μ = le nombre de « murgues » total de l'ensemble des circuits, mine et puits, $\frac{64 \times 1000}{\overline{40}^2} = 40$.

Chiffrons pour chacun des puits A_0 et B_0, l'*économie* qu'on réaliserait sur les frais de ventilation, si leur diamètre respectif était porté de $3^m,500$ à $4^m,250$ et de 3 mètres à $3^m,750$.

1° *Puits A.* — En consultant le tableau n° 2, on trouve par mètre courant :

Pour un puits de $3^m,50$..... $\mu_2 = 0,021239$
Pour un puits de $4^m,25$..... $\mu_1 = 0,007713$

$$\mu_2 - \mu_1 = 0,013526$$

L'expression

$$q^3 \left(\frac{\mu_2 - \mu_1}{75000}\right) \beta$$

devient :

$$\overline{40}^3 \times \frac{0,013526 \times 750}{75000} = 8,656$$

Soit, pour un puits de 600 mètres :

$$600 \times 8,656 = 5,193^f,60$$

C'est là le coût *supplémentaire* en frais de ventilation lorsqu'on passe du puits de $3^m,50$ A_0, à celui de $4^m,25$ de diamètre A_1.

2° *Puits B.* — On trouve, de même, dans le tableau n° 2, par mètre courant de puits :

Pour le puits de $3^m,00$..... $\mu'_2 = 0,04766$
Pour le puits de $3^m,75$..... $\mu'_1 = 0,01480$

$$\mu'_2 - \mu'_1 = 0,03286$$

On a, par suite :

$$q^3 \frac{(\mu'_2 - \mu'_1)\,750}{75000} = \frac{\overline{40}^3 \times 0,03286}{100} = 21^f,03$$

Soit pour un puits de 600 mètres :

$$21^f,03 \times 600 = 12.618$$

Si on totalise l'économie annuelle réalisée sur A et B, on a :

$$5.193^f + 12.618^f = 17.811^f$$

qui à 3 °/₀ d'intérêt annuel représentent un capital de près de 600.000 francs, soit exactement 593.666 francs.

Il faudrait, par suite, admettre un écart moyen de prix par mètre courant, entre les puits $A_0\,A_1 - B_0\,B_1$, de :

$$\frac{593.666}{1\,200} = 494^f$$

pour qu'il y eût égalité entre le supplément de dépenses de premier établissement et l'économie réalisée sur la ventilation.

Or, étant donnée la nature des terrains du bassin houiller de la Loire, on peut estimer que l'écart de prix $\lambda_2 - \lambda_1$ vaut, au maximum :

Si on passe du diamètre de $3^m,50$ à celui de $4^m,25$.................................. 150 fr.

Si on passe du diamètre de $3^m,00$ à celui de $3^m,75$.................................. 100 fr.

On voit donc combien, dans l'exemple que nous avons choisi, on aurait intérêt à donner à ces puits supposés *profonds* un *diamètre élevé*.

Le travail demandé au ventilateur pour la mine desservie par les puits de faible diamètre A_0 B_0 est :

$$T_0 = \frac{q\,h}{75} = \frac{40 \times 64}{75} = 34 \text{ chevaux}$$

Si on passe aux puits à grand diamètre A_1, B_1, la dépression H est diminuée comme suit

$$q^2 \frac{(\mu_2 + \mu'_2 - \mu_1 - \mu'_1)}{1000} 600 = \frac{\overline{40}^2 \times 600 \times 0{,}04638}{1000} = 44^{mm}.$$

Le travail total du ventilateur sera abaissé à :

$$T_1 = \frac{q\,h}{75} = \frac{40 \times (64 - 44)}{75} = 10^{chx},6$$

En admettant un rendement global, pour le ventilateur et sa machine motrice, de 40 °/₀, le travail moteur à fournir sera, avec les puits A_0 B_0 et A_1 B_1 :

$$T_{m_0} = 85 \text{ chevaux}$$
$$T_{m_1} = 26 \text{ chevaux}$$

Dans de semblables conditions, le coût annuel du cheval utile évalué à 750 francs est un *minimum.*

Cette application numérique nous permet d'insister sur la dernière de nos *conclusions : en dehors des considérations générales qui doivent guider l'ingénieur dans la détermination de la section à donner à un puits, il ne faut pas perdre de vue l'intérêt considérable que présentent, pour les mines profondes, au point de vue de la diminution des frais d'aérage, les grands diamètres.*

Les puits ne sont pas comparables aux galeries intérieures dont la plupart n'ont qu'une durée éphémère : ce sont des artères formant un des éléments principaux et permanents du circuit parcouru par l'air et qui, au point de vue de la ventilation, méritent de voir étudiées par l'ingénieur, avec le plus grand soin, les dimensions qui leur sont données.

ANNEXE

Diagrammes donnant la perte de charge nécessaire
pour faire parcourir par des courants d'air de densité
$\delta = 1^{k},200$
animés de différentes vitesses,
des conduites en tôle et des caissons rectangulaires en bois
de longueur variable.

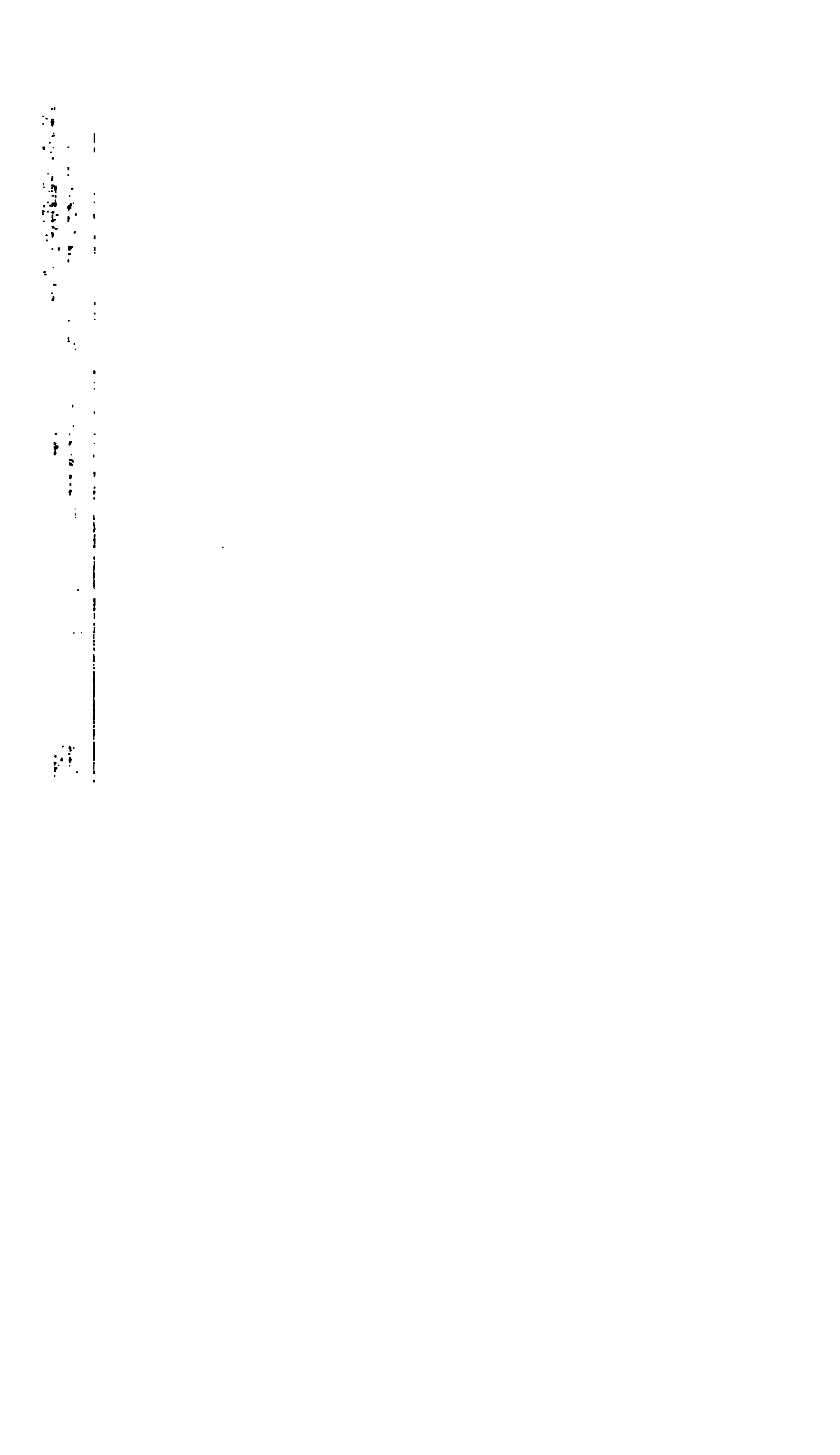
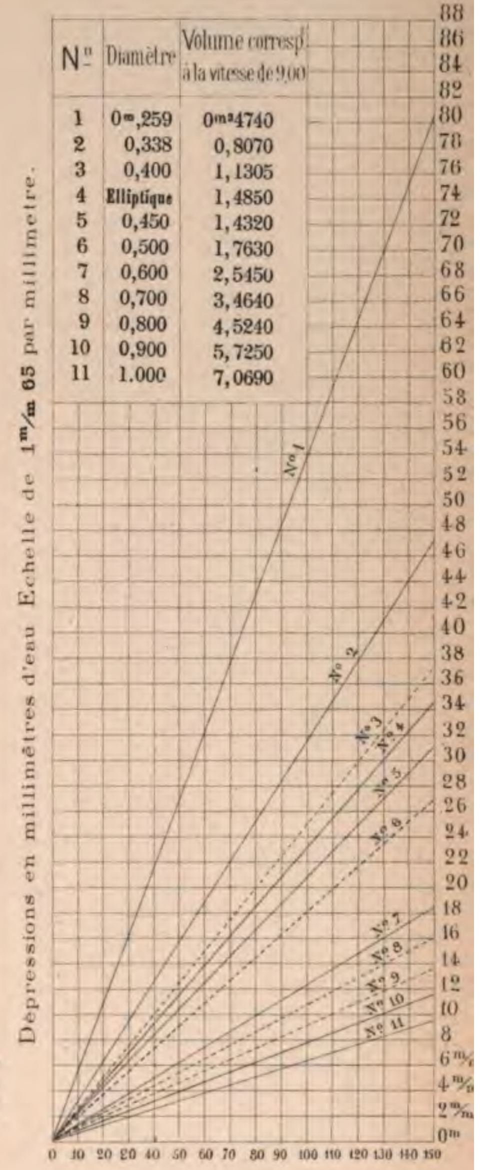


DIAGRAMME N° 8

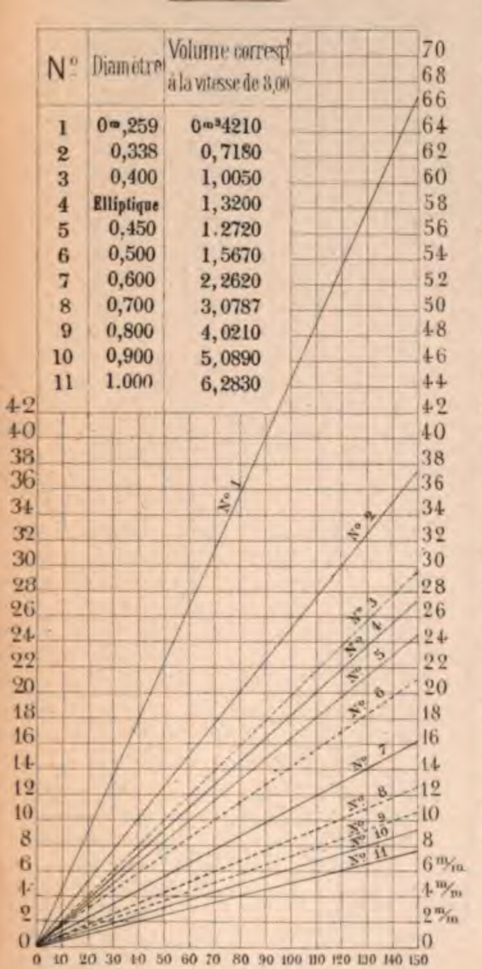
POUR UNE VITESSE DE 9^{m} 000



N°	Diamètre	Volume corresp.t à la vitesse de 9,00
1	0m,259	0m³4740
2	0,338	0,8070
3	0,400	1,1305
4	**Elliptique**	1,4850
5	0,450	1,4320
6	0,500	1,7630
7	0,600	2,5450
8	0,700	3,4640
9	0,800	4,5240
10	0,900	5,7250
11	1.000	7,0690

DIAGRAMME N° 7

POUR UNE VITESSE DE 8^{m} 000



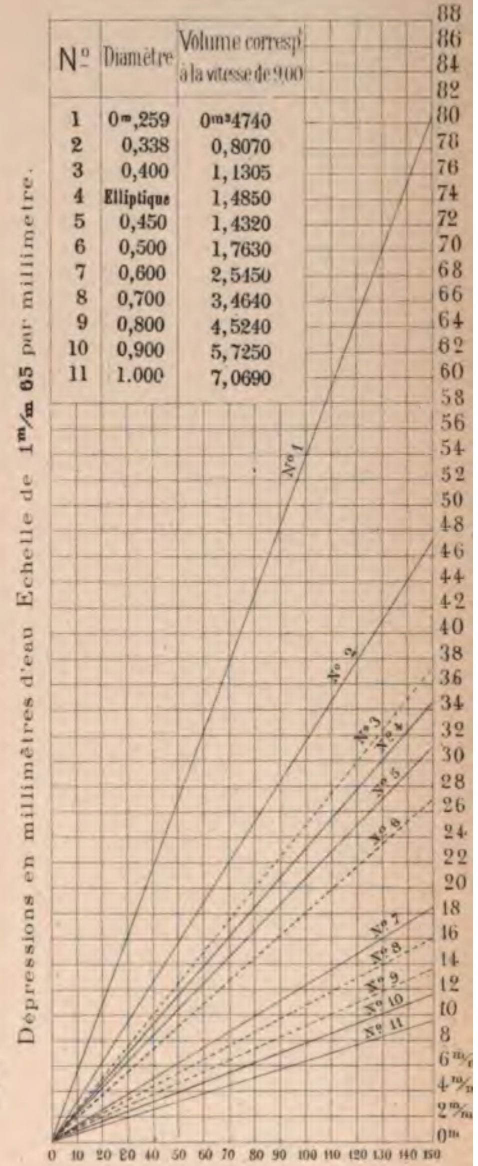
N°	Diamètre	Volume corresp.t à la vitesse de 8,00
1	0m,259	0m³4210
2	0,338	0,7180
3	0,400	1,0050
4	**Elliptique**	1,3200
5	0,450	1.2720
6	0,500	1,5670
7	0,600	2,2620
8	0,700	3,0787
9	0,800	4,0210
10	0,900	5,0890
11	1.000	6,2830

Dépressions en millimètres d'eau Echelle de **1 m/m 65** par millimètre.

Longueurs en mètres - Echelle de $\frac{1}{3000}$ - Longueurs en mètres.

DIAGRAMME N° 8

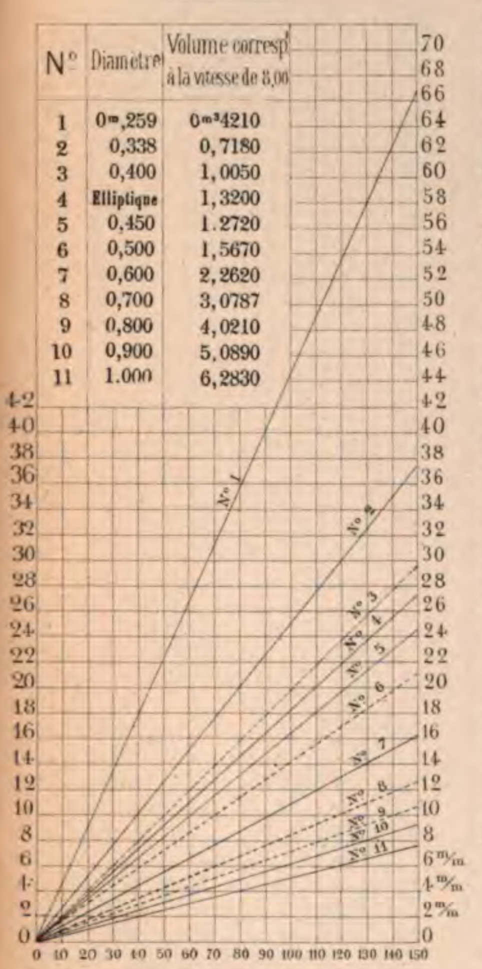
POUR UNE VITESSE DE 9m 000



N°	Diamètre	Volume corresp.t à la vitesse de 9.00
1	0m,259	0m³4740
2	0,338	0,8070
3	0,400	1,1305
4	**Elliptique**	1,4850
5	0,450	1,4320
6	0,500	1,7630
7	0,600	2,5450
8	0,700	3,4640
9	0,800	4,5240
10	0,900	5,7250
11	1.000	7,0690

DIAGRAMME N° 7

POUR UNE VITESSE DE 8m 000

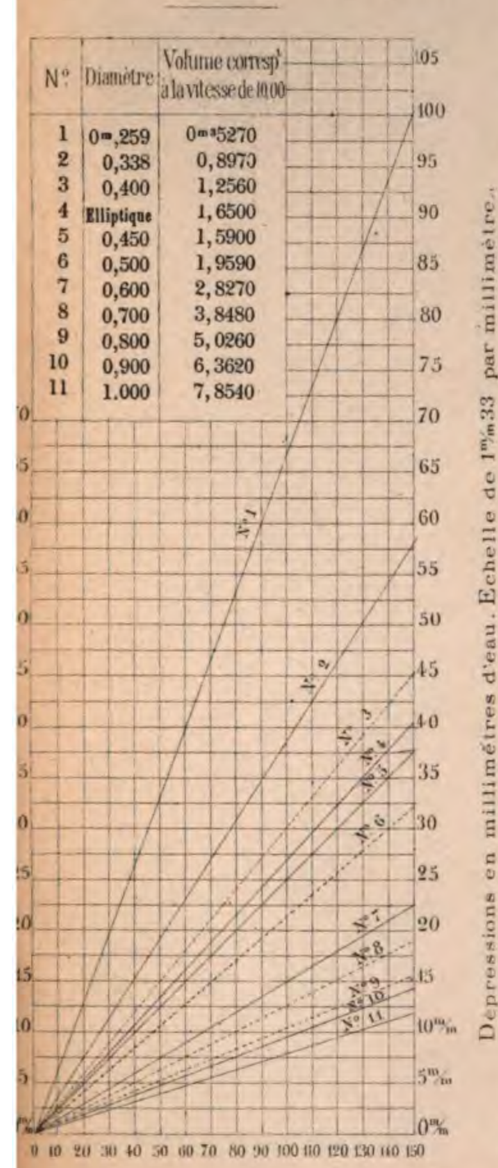


N°	Diamètre	Volume corresp.t à la vitesse de 8,00
1	0m,259	0m³4210
2	0,338	0,7180
3	0,400	1,0050
4	**Elliptique**	1,3200
5	0,450	1.2720
6	0,500	1,5670
7	0,600	2,2620
8	0,700	3,0787
9	0,800	4,0210
10	0,900	5,0890
11	1.000	6,2830

Longueurs en mètres - Echelle de $\frac{1}{3000}$ — Longueurs en mètres.

DIAGRAMME N° 9

POUR UNE VITESSE DE 10m000

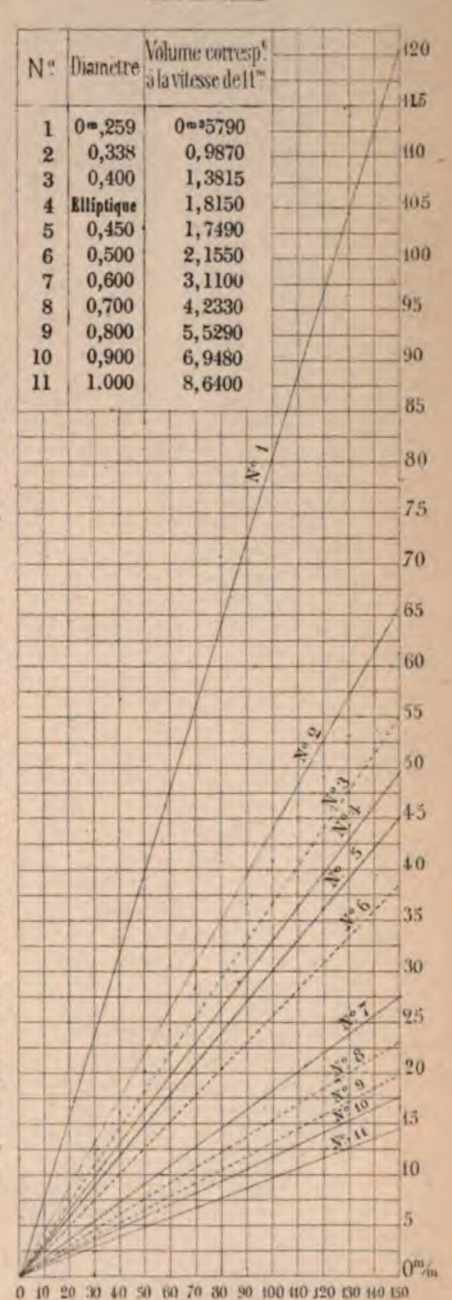


N°	Diamètre	Volume correspt à la vitesse de 10m00
1	0m,259	0m³5270
2	0,338	0,8970
3	0,400	1,2560
4	**Elliptique**	1,6500
5	0,450	1,5900
6	0,500	1,9590
7	0,600	2,8270
8	0,700	3,8480
9	0,800	5,0260
10	0,900	6,3620
11	1.000	7,8540

Dépressions en millimètres d'eau. Echelle de 1m/m33 par millimètre.

DIAGRAMME N° 10

POUR UNE VITESSE DE 11m000



N°	Diamètre	Volume correspt à la vitesse de 11m
1	0m,259	0m³5790
2	0,338	0,9870
3	0,400	1,3815
4	**Elliptique**	1,8150
5	0,450	1,7490
6	0,500	2,1550
7	0,600	3,1100
8	0,700	4,2330
9	0,800	5,5290
10	0,900	6,9480
11	1.000	8,6400

Longueurs en mètres - Echelle de 1/3000 - Longueurs en mètres

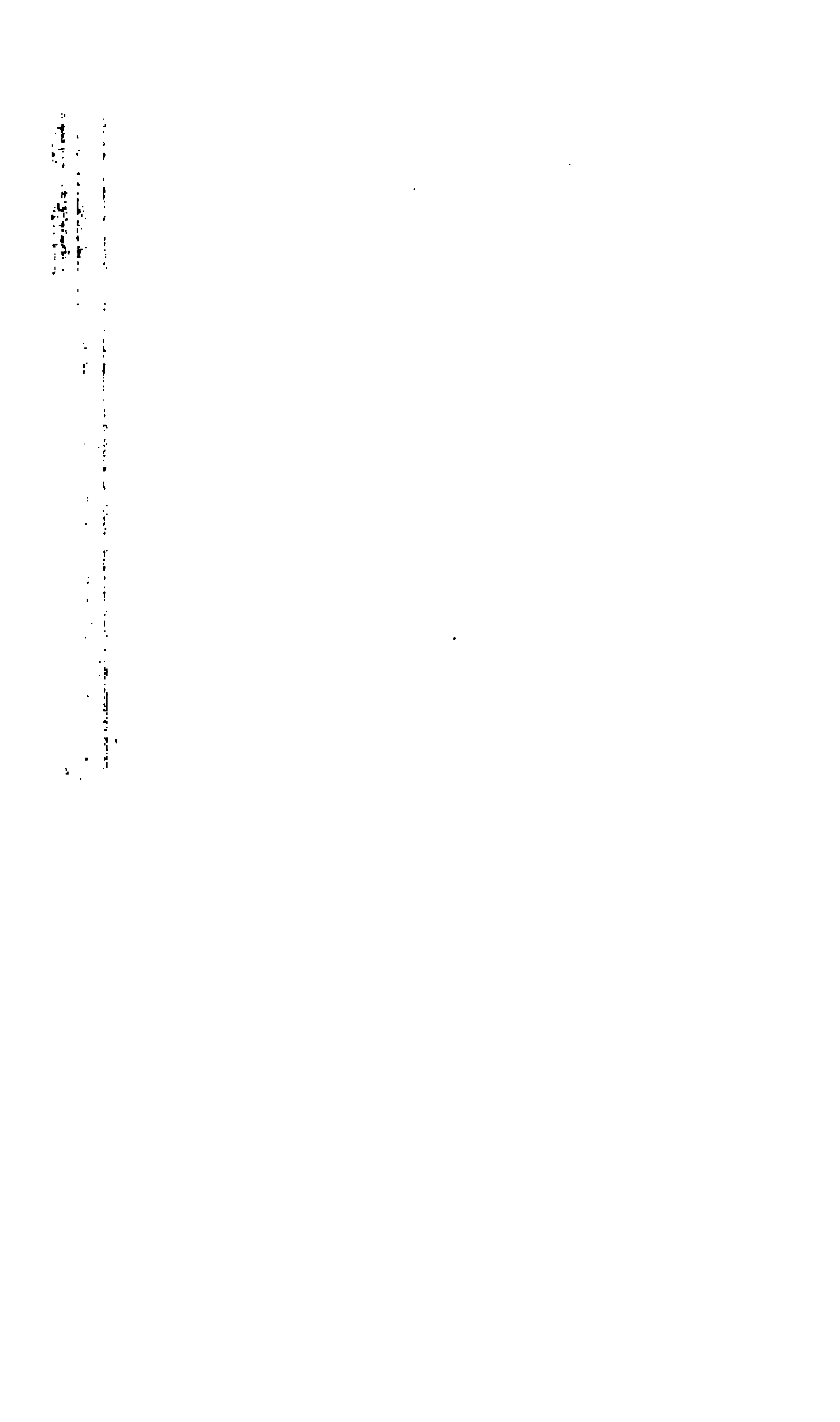


DIAGRAMME N° 11
POUR UNE VITESSE DE 12m,000

DIAGRAMME N° 12
POUR UNE VITESSE DE 13m,000

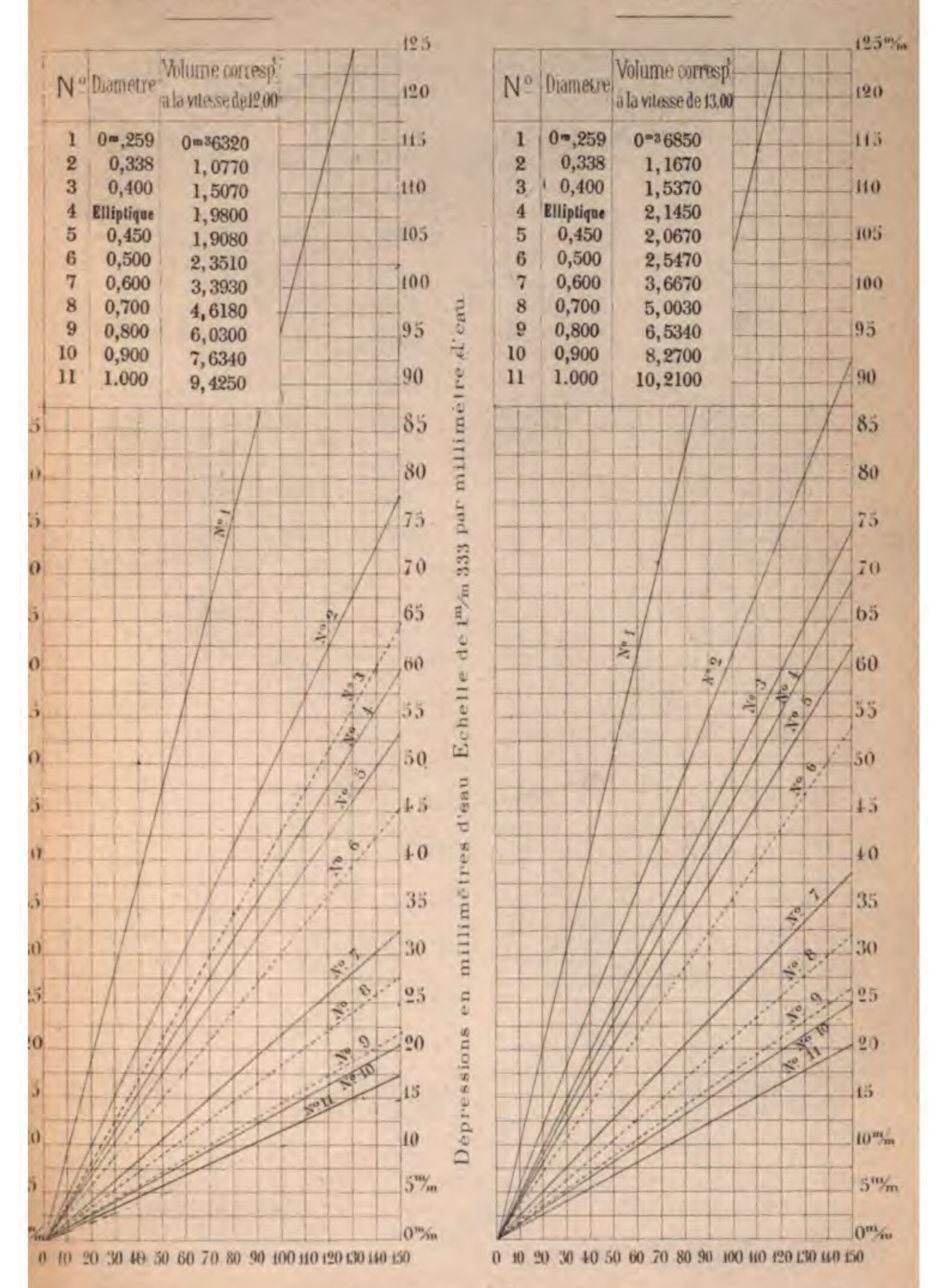


Diagramme Nº 11:

Nº	Diametre	Volume corresp! à la vitesse de 12.00
1	0m,259	0m³6320
2	0,338	1,0770
3	0,400	1,5070
4	Elliptique	1,9800
5	0,450	1,9080
6	0,500	2,3510
7	0,600	3,3930
8	0,700	4,6180
9	0,800	6,0300
10	0,900	7,6340
11	1.000	9,4250

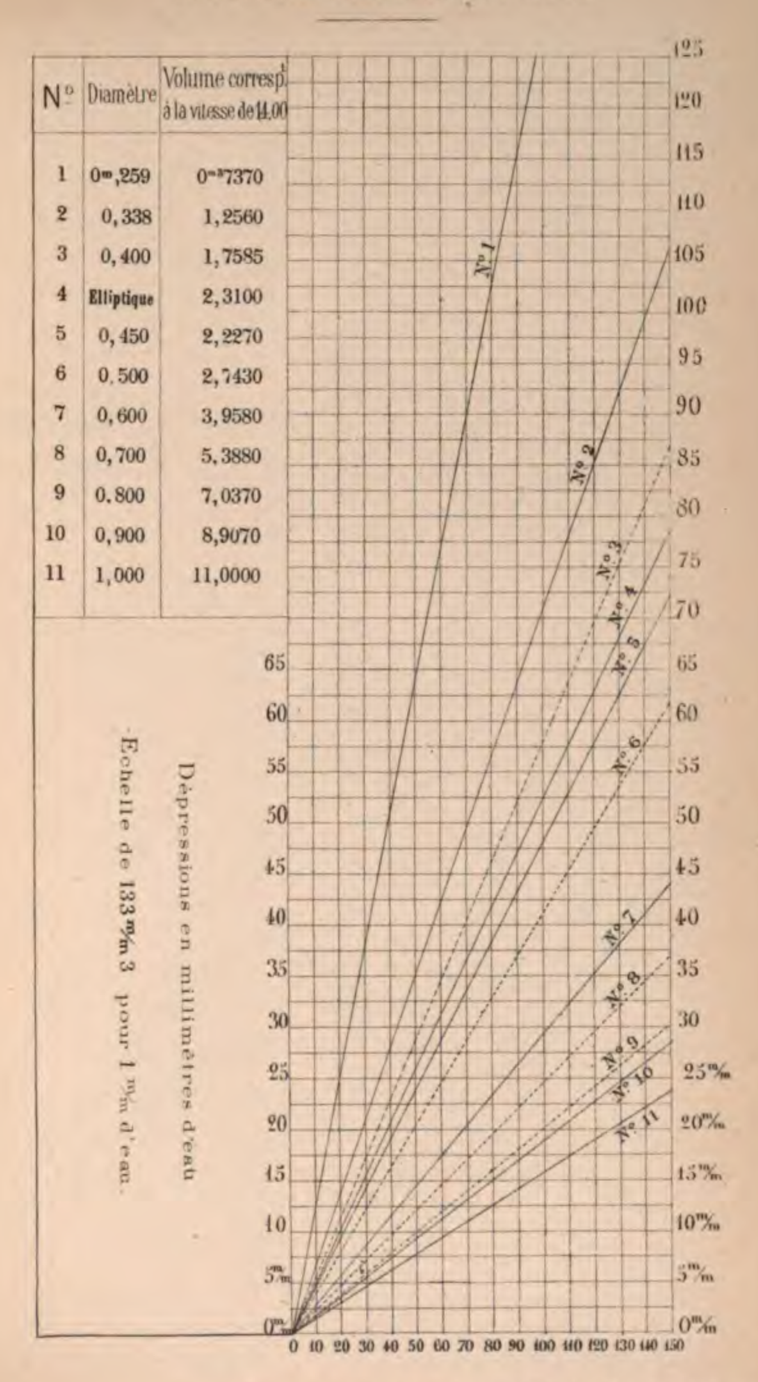
Diagramme Nº 12:

Nº	Diametre	Volume corresp! à la vitesse de 13.00
1	0m,259	0m³6850
2	0,338	1,1670
3	0,400	1,5370
4	Elliptique	2,1450
5	0,450	2,0670
6	0,500	2,5470
7	0,600	3,6670
8	0,700	5,0030
9	0,800	6,5340
10	0,900	8,2700
11	1.000	10,2100

Longueurs en mètres - Echelle de $\frac{1}{3000}$ - Longueurs en mètres.

DIAGRAMME N° 13

POUR UNE VITESSE DE 14m000



N°	Diamètre	Volume correspt à la vitesse de 14,00
1	0m,259	0m³7370
2	0,338	1,2560
3	0,400	1,7585
4	Elliptique	2,3100
5	0,450	2,2270
6	0.500	2,7430
7	0,600	3,9580
8	0,700	5,3880
9	0.800	7,0370
10	0,900	8,9070
11	1,000	11,0000

Longueurs en mètres. Echelle de 1/3000

DIAGRAMMES

donnant la perte de charge nécessaire pour faire parcourir par des courants d'air de densité $\delta = 1^k,200$, animés de différentes vitesses, des caissons en bois de longueur variable.

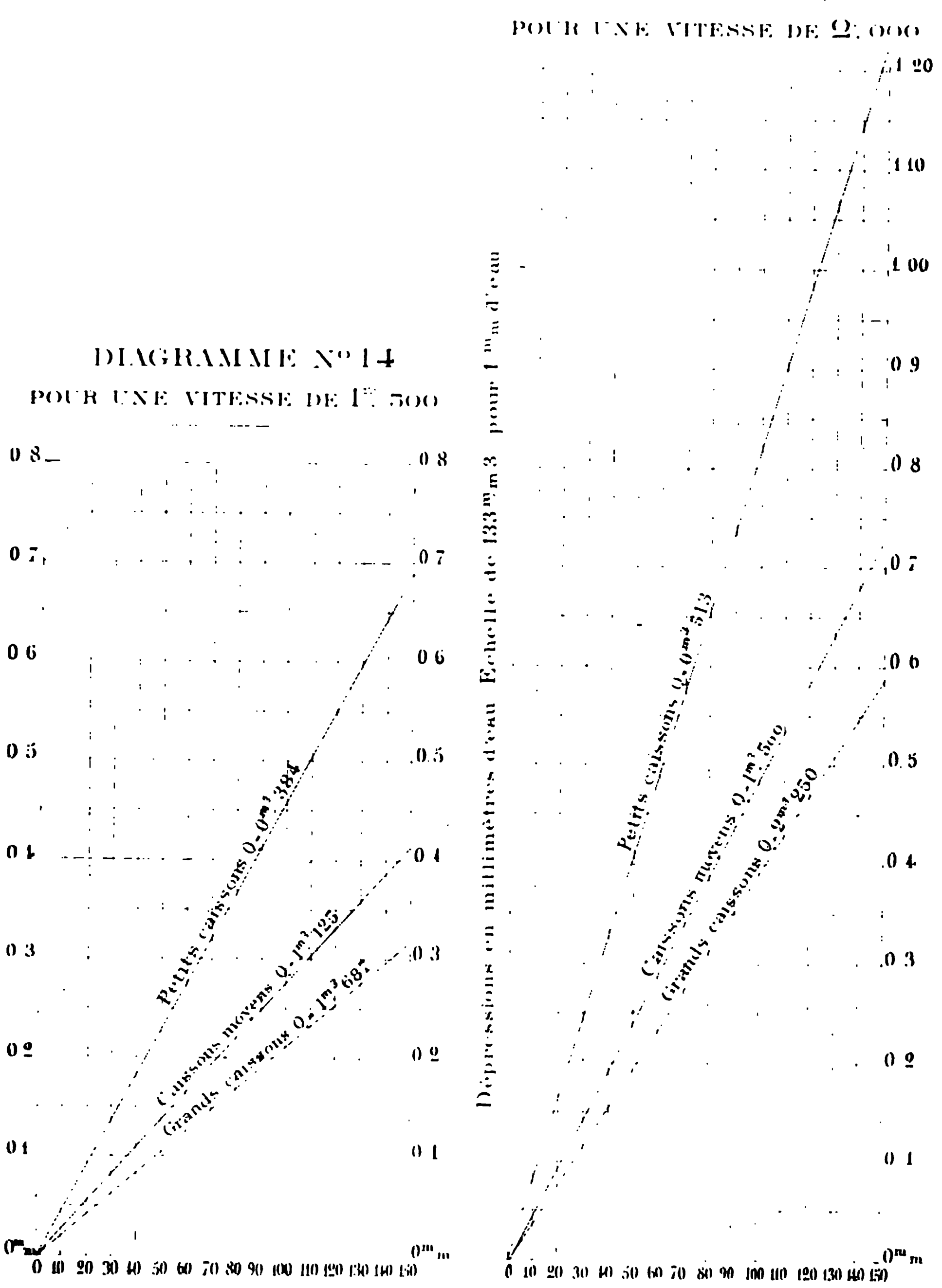
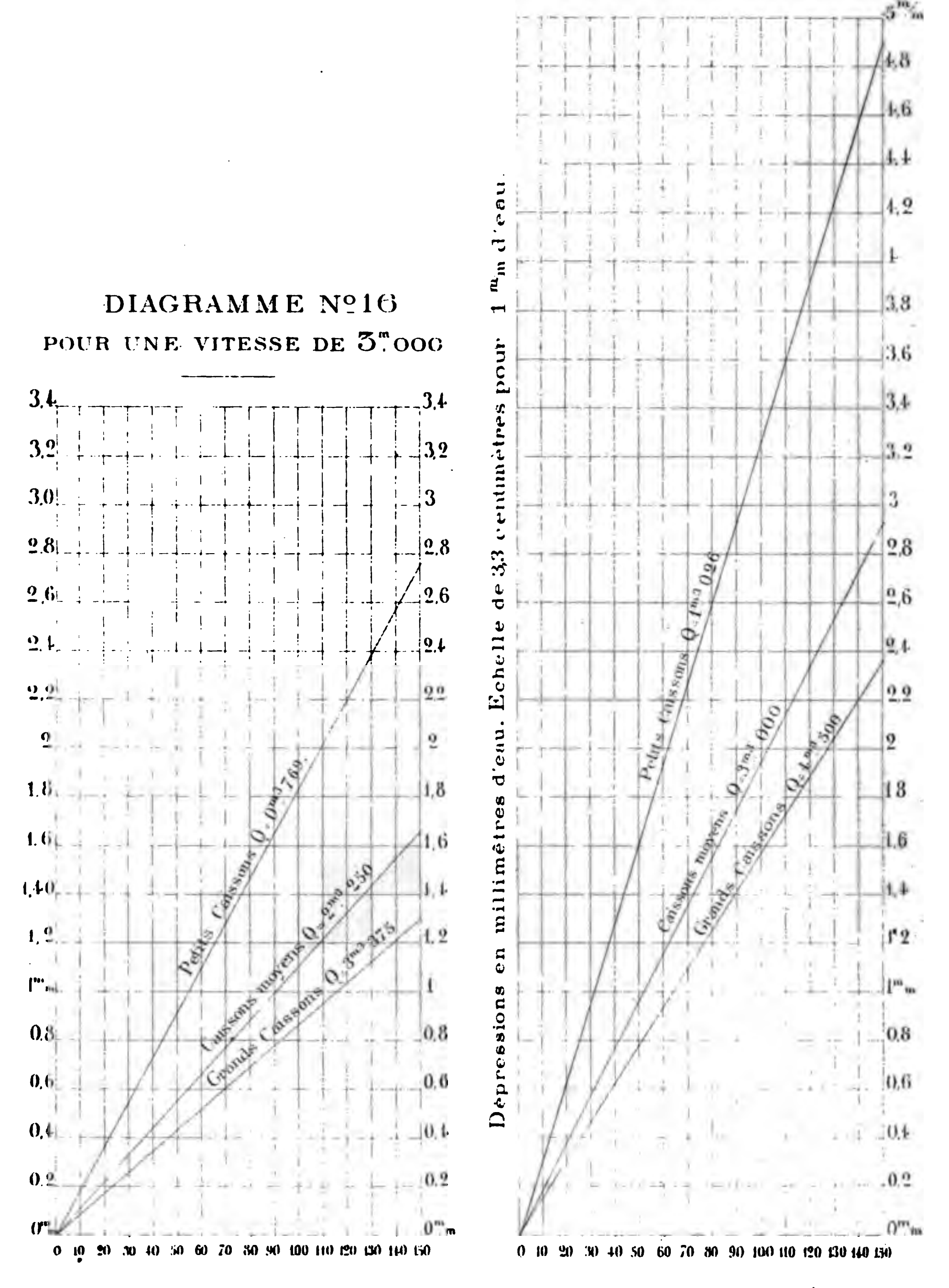
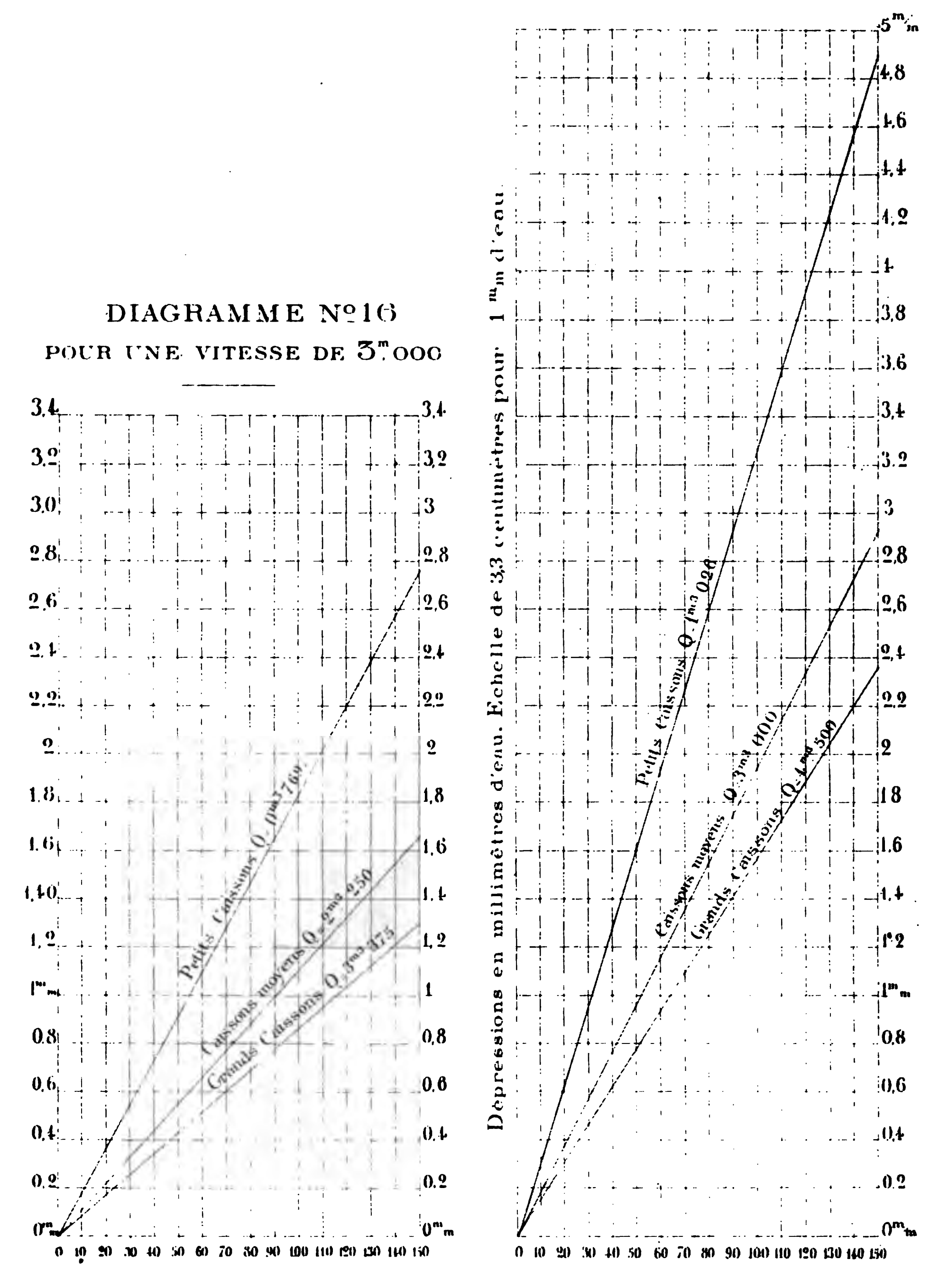


DIAGRAMME N° 17

POUR UNE VITESSE DE 4m 000.




DIAGRAMME N°17
POUR UNE VITESSE DE 4m000
DIAGRAMME N°16
POUR UNE VITESSE DE 3m000
Dépressions en millimètres d'eau. Echelle de 3,3 centimètres pour 1 m/m d'eau.
Petits Caissons Q=1m3 026
Caissons moyens Q=3m3 000
Grands Caissons Q=4m3 500
Petits Caissons Q=0m3 769
Caissons moyens Q=2m3 250
Grands Caissons Q=3m3 375
Longueurs en mètres · Echelle de 1/3000 · Longueurs en mètres

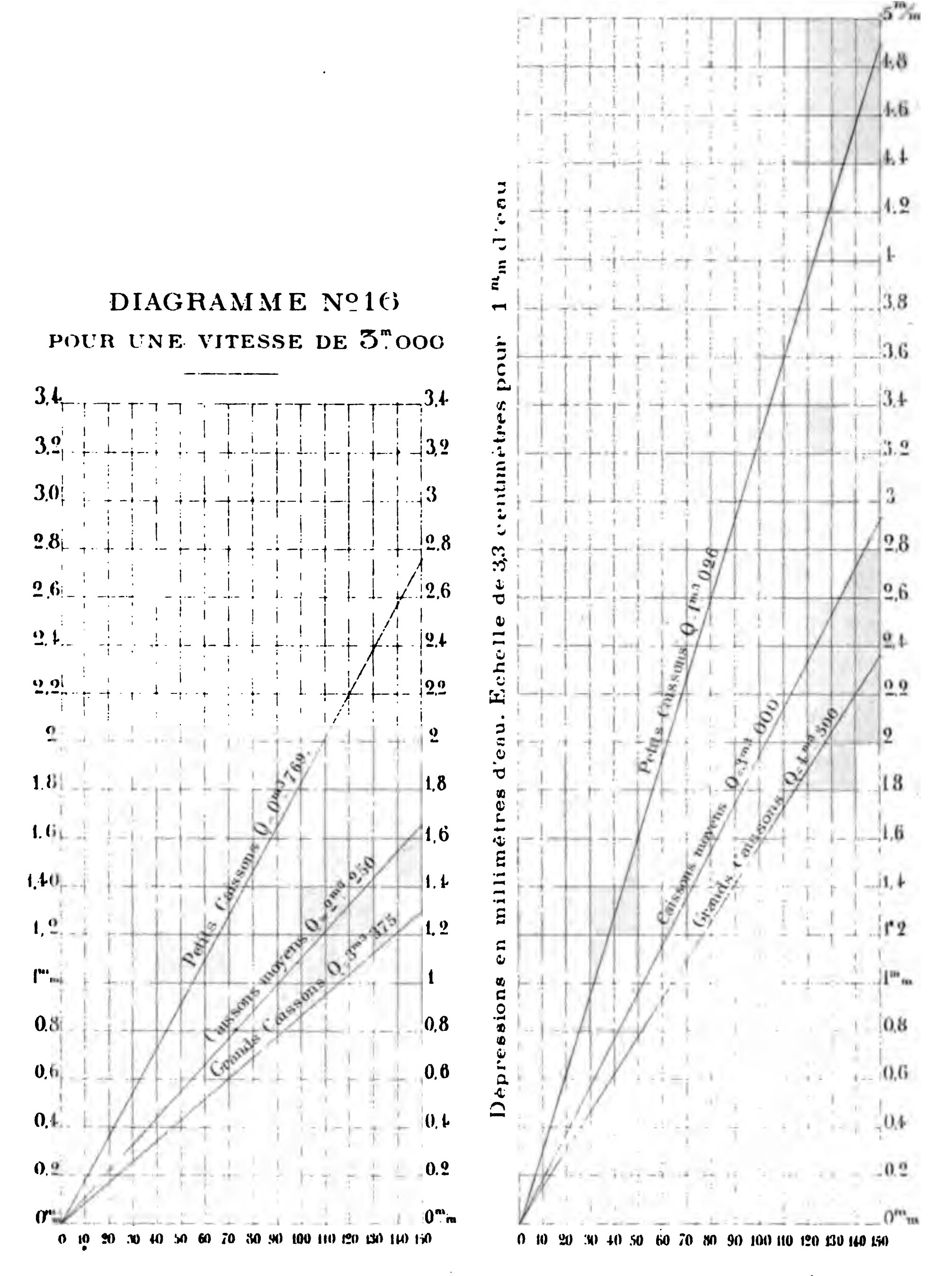


DIAGRAMME N°16
POUR UNE VITESSE DE 3m000
DIAGRAMME N°17
POUR UNE VITESSE DE 4m000
Petits Caissons Q=0m3769
Caissons moyens Q=2m3250
Grands Caissons Q=3m3475
Petits Caissons Q=1m3026
Caissons moyens Q=3m3000
Grands Caissons Q=4m3500
Dépressions en millimètres d'eau. Echelle de 3,3 centimètres pour 1 m/m d'eau
0 10 20 30 40 50 60 70 80 90 100 110 120 130 140 150
Longueurs en mètres · Echelle de 1/3000 – Longueurs en mètres

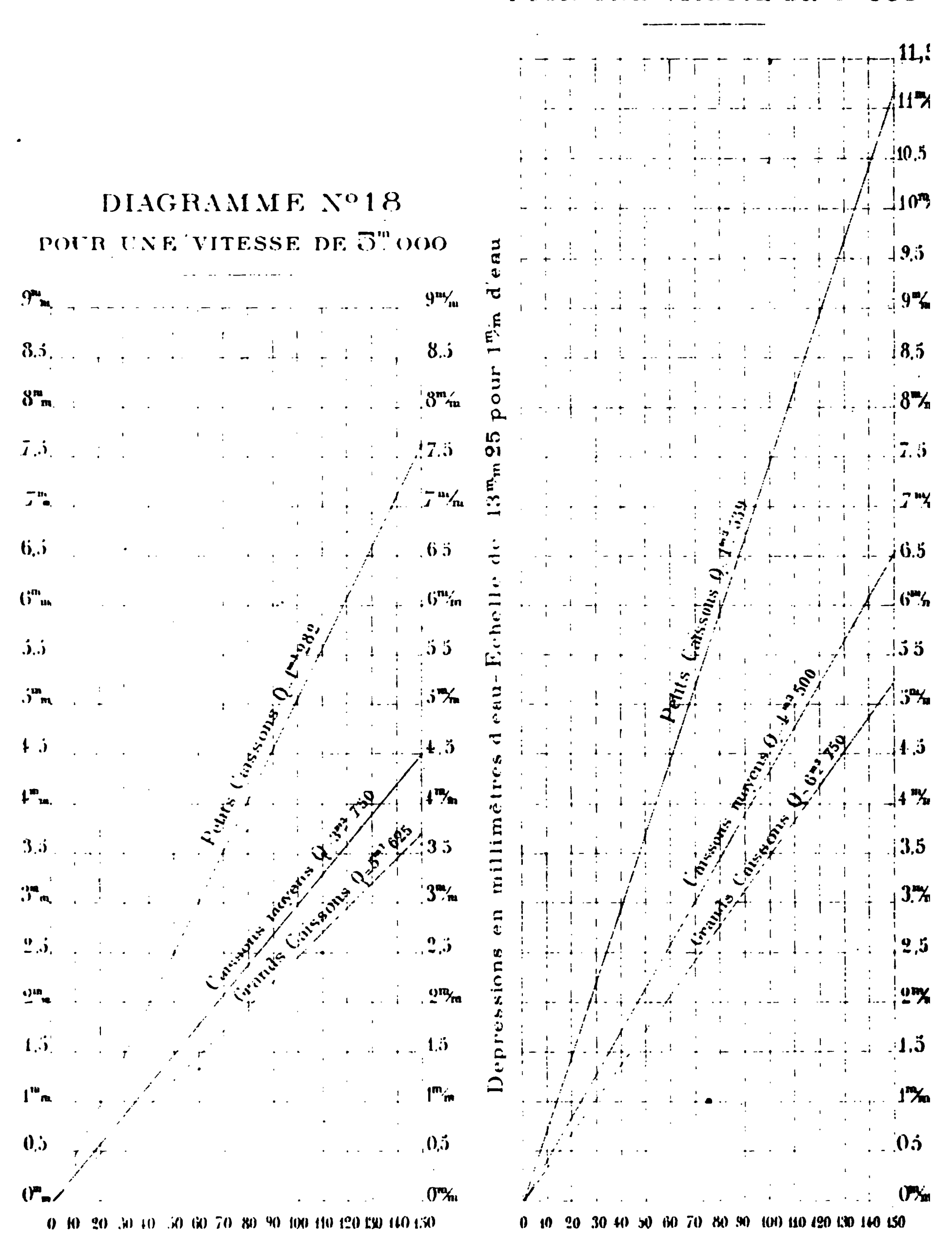
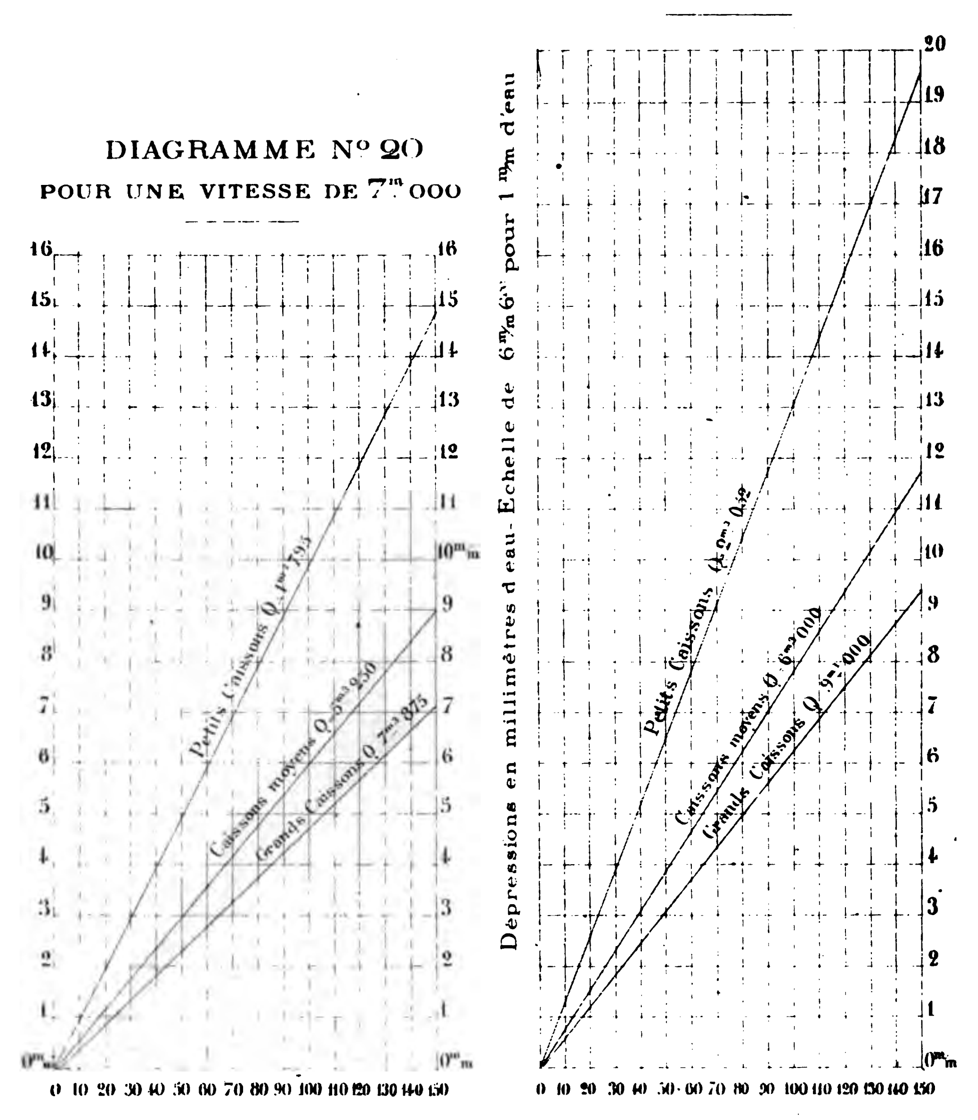

DIAGRAMME N° 19
POUR UNE VITESSE DE 6m 000
DIAGRAMME N° 18
POUR UNE VITESSE DE 5m 000
Petits Caissons Q. 1m³ 282
Caissons moyens Q. 3m³ 750
Grands Caissons Q. 5m³ 625
Petits Caissons Q. 7m³ 539
Caissons moyens Q. 4m³ 500
Grands Caissons Q. 6m³ 750
Depressions en millimètres d'eau - Echelle de 13m/m 25 pour 1m/m d'eau
Longueurs en metrès Echelle de 1/3000 Longueurs en mètres.

DIAGRAMME N° 21

POUR UNE VITESSE DE 8m 000



Longueurs en mètres - Echelle de 1/3000 - Longueurs en mètres.

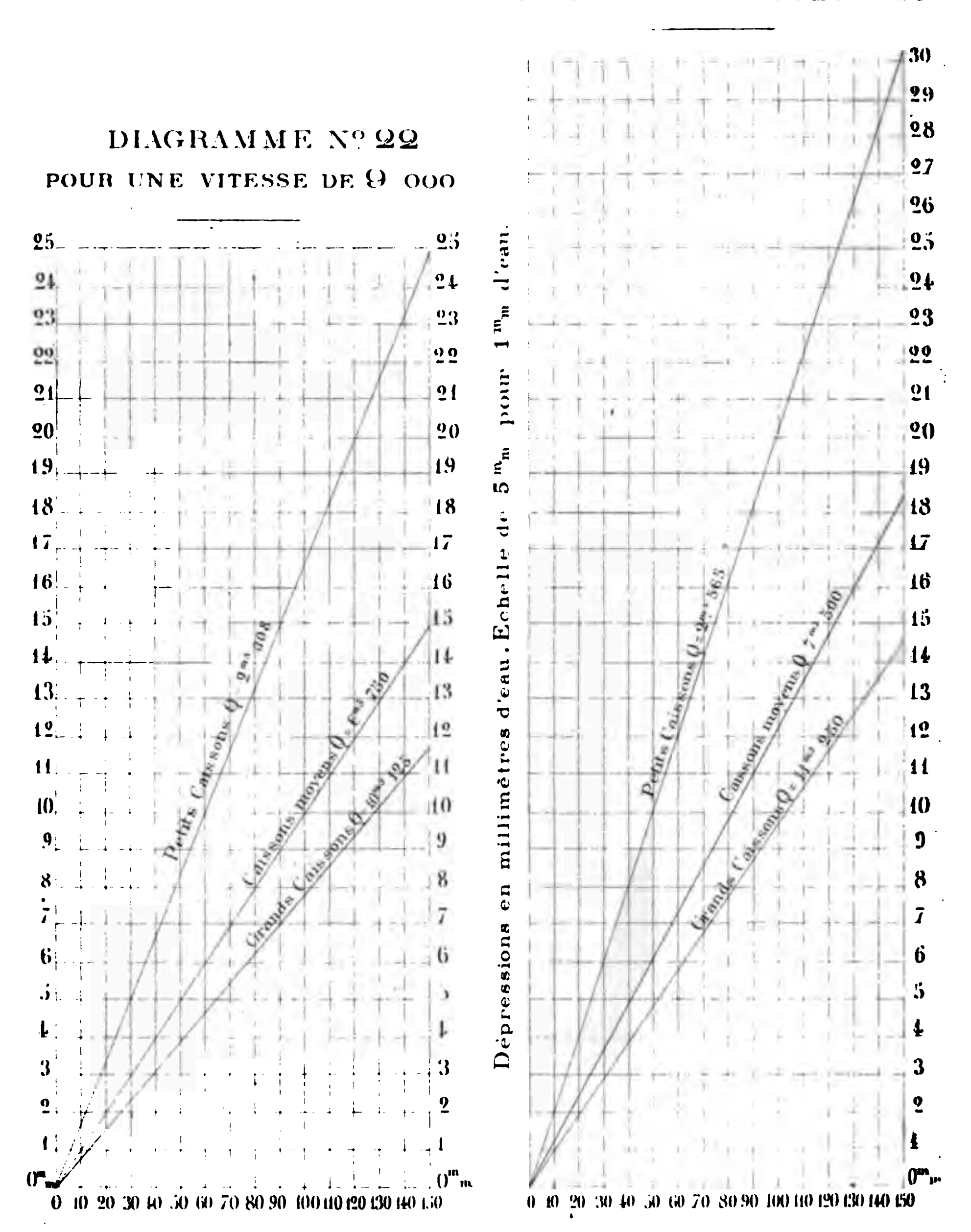
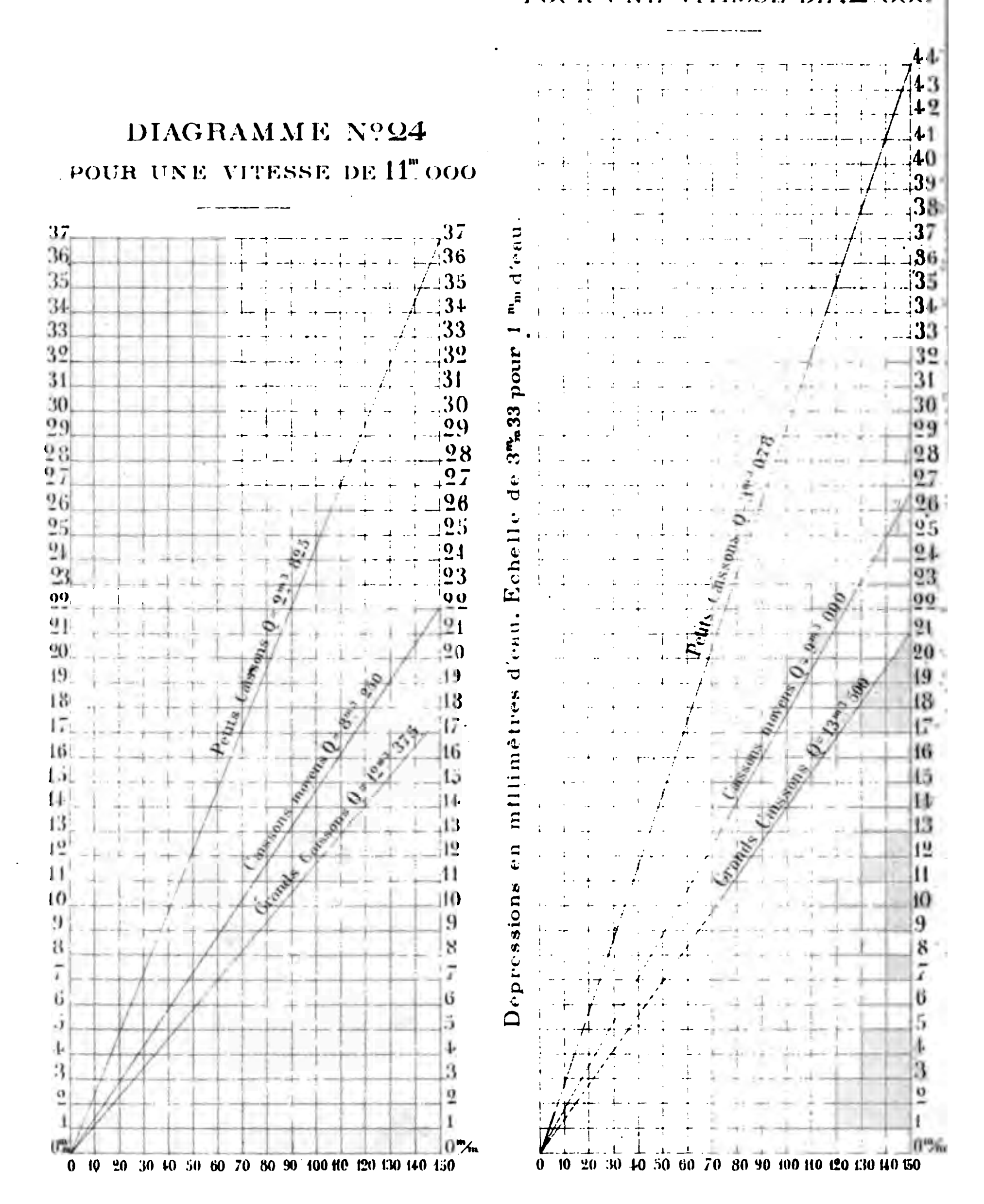

DIAGRAMME N° 22
POUR UNE VITESSE DE 9 000
DIAGRAMME N° 23
POUR UNE VITESSE DE 10 000
Petits Caissons Q = 2m3 308
Caissons moyens Q = 6m3 750
Grands Caissons Q = 8m3 125
Petits Caissons Q = 2m3 565
Caissons moyens Q = 7m3 500
Grands Caissons Q = 11m3 250
Dépressions en millimètres d'eau. Echelle de 5mm pour 1mm d'eau.
Longueurs en mètres. Echelle de 1/3000
Longueurs en metres

DIAGRAMME N° 25

POUR UNE VITESSE DE 12m000



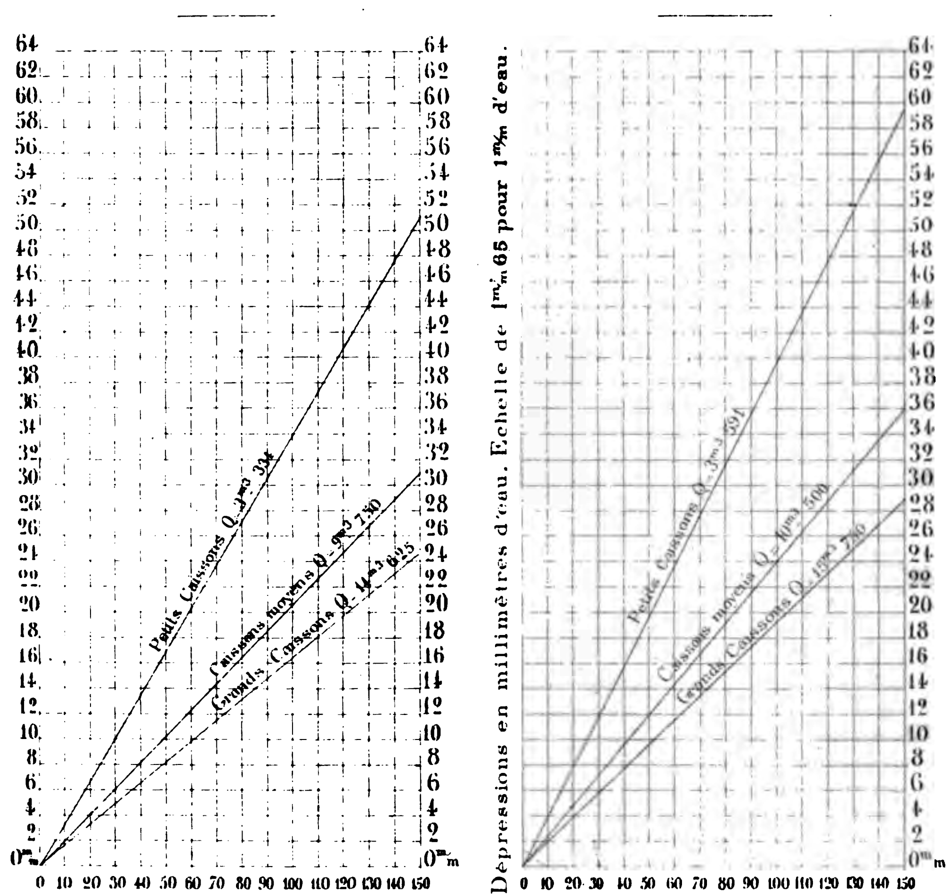
Longueurs en metres – Echelle de 1/3000 – Longueurs en mètres.

DIAGRAMME N° 26

POUR UNE VITESSE DE 13m 000

DIAGRAMME N° 27

POUR UNE VITESSE DE 14m 000



Longueurs en mètres - Echelle de $\frac{1}{3000}$ - Longueurs en mètres



YORK
RARY

DEUXIÈME PARTIE

Exécution de traçages d'un long développement creusés en couches grisouteuses, et aérés à l'aide de canalisations de grande section.

La seconde partie de cette étude est divisée en quatre chapitres :

Le *premier* passe en revue les conditions générales auxquelles doit satisfaire la ventilation des travaux d'aménagement.

Le *second*, le *troisième* et le *quatrième* sont consacrés à la description de percements, en couches grisouteuses, effectués dans la 13e couche du puits Villiers, la 11e couche du puits de la Manufacture et la 13e couche du puits Saint-Louis.

Nous nous attacherons, dans chacune de ces descriptions, à un ordre invariable dans l'exposition : après avoir nettement défini l'objet du traçage, nous ferons connaître les conditions générales de l'aménagement de l'aérage, les précautions particulières prises au cours du travail ; nous terminerons en insistant sur les résultats obtenus par l'emploi de canalisations à grande section au point de vue de l'intensité de la ventilation réalisée, et sur la comparaison économique entre ce procédé et les méthodes d'aérage ordinairement usitées.

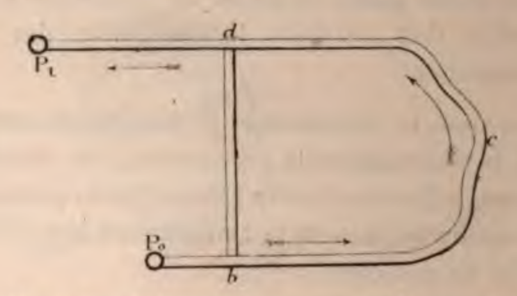
CHAPITRE PREMIER

Conditions générales auxquelles doit satisfaire la ventilation des travaux d'aménagement.

§ 1er. — Suppression des courts circuits.

A. — Considérations générales

Imaginons un courant d'air entrant par le puits d'extraction P_0 et parcourant, pour se rendre au puits d'appel P_1 le chemin P_0 *b c d* P_1 : s'il existe entre les



galeries d'entrée et de sortie une voie directe *b d* dont la conservation, en arrière du front-limite *c*, est imposée par les nécessités d'un service quelconque, roulage, surveillance, etc., il devient indispensable d'intercaler dans cette artère une *résistance appropriée*, pour que l'air chemine obligatoirement dans le sens de la flèche et continue à balayer les fronts des chantiers qu'il doit ventiler.

Si cette *résistance*, qui peut être quelconque, et dont nous ne définirons pas la nature pour le moment, vient accidentellement à disparaître, l'artère *b d* constitue ce qu'on peut appeler par analogie avec les termes employés en électricité, *un court circuit*.

Il y a un réel intérêt à déterminer l'importance de la perturbation que peut apporter dans la ventilation du front d'exploitation c l'ouverture du circuit *direct b d*.

On sait que pour un appareil donné d'aérage installé à l'orifice du puits de sortie d'air, on peut commodément, par des expériences d'une réalisation facile, construire la courbe caractéristique de cet appareil ; il suffit de déterminer le débit d'air aspiré par le ventilateur, à vitesse constante, sur des mines de résistance variable ; on obtient la *courbe caractéristique* en portant en abscisses les orifices équivalents et en ordonnées les volumes engendrés.

Nous supposons connue la courbe caractéristique de l'appareil installé à la bouche du puits P_2, déterminant le mouvement de l'air dans le sens indiqué par les flèches.

En désignant par A l'orifice équivalent de la mine réduite au périmètre figuré ci-dessus, par Q le volume d'air débité par le ventilateur avant la création du court circuit, par H la dépression motrice correspondante, on a, d'après M. Murgue, la relation suivante :

$$A = 0,38 \frac{Q}{\sqrt{H}}$$

Si nous appelons A' Q' H' les valeurs de l'orifice de la mine, du volume d'air qui la parcourt, de la dépression mécanique, après l'ouverture du circuit dérivé b d, nous avons de même :

$$A' = 0,38 \frac{Q'}{\sqrt{H'}}$$

Les modifications résultant, pour l'aérage général, de ce changement de régime, sont dues à la variation :

$$Q' - Q$$

La perturbation apportée à l'aérage du circuit frac-

tionnel $b\,c\,d$, est produite par la division du courant unique en deux courants distincts, se séparant en b et se soudant en d.

Le problème consistant à préciser la modification générale et la perturbation partielle revient donc, en définitive, à déterminer A' en fonction de A, puisque de l'examen de la courbe caractéristique découle la connaissance de Q'.

Soient :

a_0 l'orifice équivalent du parcours comprenant le puits P_0 et le tronçon $P_0\,b$

a_1 l'orifice équivalent du parcours P_1 et du tronçon $P_1\,d$

a_2 — — $b\,c\,d$

a_3 — — $b\,d$

Si $h_0\ h_1\ h_2$ représentent respectivement les dépressions correspondant à la circulation du volume d'air Q à travers ces orifices, on a :

$$H = h_0 + h_1 + h_2$$

$$\frac{1}{A^2} = \frac{1}{a_0^2} + \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_2^2} \qquad (1)$$

Dès que le circuit $b\,d$ est ouvert, l'orifice total A varie et devient A' ; d'autre part, l'orifice du polygone fermé $b\ c\ d$ est évidemment la somme des orifices a_2 et a_3 ; on peut, par suite, écrire pour la mine modifiée :

$$\frac{1}{A'^2} = \frac{1}{a_0^2} + \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{(a_2 + a_3)^2} \qquad (2)$$

Posons pour simplifier :

$$a_2 = KA$$
$$a_3 = nKA$$

K est un coefficient supérieur à l'unité ; n est un coefficient qui peut être quelconque ; c'est un rapport de grandeur entre les orifices des circuits indirect et direct.

L'équation (2) devient, en opérant les substitutions :

$$\frac{1}{A'^2} = \frac{1}{a_0^2} + \frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{K^2A^2(n+1)^2} \qquad (3)$$

La relation (1) nous permet d'exprimer A' en fonction de A :

$$\frac{1}{A'^2} = \frac{1}{A^2} - \frac{1}{a_2^2} + \frac{1}{K^2A^2(n+1)^2}$$

$$= \frac{1}{K^2A^2}\left[K^2 - 1 + \frac{1}{(n+1)^2}\right]$$

$$= \frac{1}{K^2A^2}\left[\frac{(n+1)^2(K^2-1)+1}{(n+1)^2}\right]$$

D'où :

$$\frac{A'^2}{A^2} = \frac{K^2(n+1)^2}{(K^2-1)(n+1)^2+1}$$

Cette formule donne la commodité de déterminer pour chaque valeur de K et de n, le rapport de grandeur entre l'orifice de la mine modifiée et celui de la mine primitive.

Le tableau ci-dessous renferme les valeurs calculées de $\frac{A'^2}{A^2}$ pour des valeurs diverses de n et de K.

VALEUR de K	$n =$	0	0,10	0,25	0,50	0,75	1	1,5	2	3	4
	$(n+1)^2 =$	1	1,21	1,56	2,25	3,06	4	6,25	9	16	25
K = 1	Valeurs de $\frac{A'^2}{A^2}$	1	1,21	1,56	2,25	3,06	4,	6,25	9	16	25
= 1,05		1	1,18	1,49	2,03	2,60	3,15	4,25	5,20	6,80	7,85
= 1,10		1	1,14	1,40	1,85	2,25	2,65	3,25	3,75	4,45	4,85
= 1,25		1	1,12	1.30	1,54	1,75	1,92	2,16	2,32	2,50	2,60
= 1,50		1	1,09	1,18	1,33	1.42	1,50	1,59	1,66	1,71	1,74
= 2,00		1	1,04	1,10	1,16	1,20	1,23	1,27	1,29	1,31	1,32
= 3,00		1	1,02	1,04	1,07	1,08	1,09	1,10	1,11	1,12	1,125

Pour faire usage de ce tableau il suffit de parcourir verticalement la colonne des K, de s'arrêter à hauteur de la ligne horizontale portant inscrite la valeur admise pour le coefficient, et de la suivre jusqu'à son intersection avec la colonne verticale, dont la tête renferme la valeur de n.

Ainsi, pour un circuit fractionnel bcd d'orifice équivalent égal à deux fois l'orifice du circuit général ($K = 2$), la création d'un circuit dérivé ($n = 3$), élargit la mine primitive dans le rapport

$$\frac{A'^2}{A^2} = 1{,}31$$

Ces résultats se traduisent plus facilement par la construction de courbes : on obtient ainsi un abaque dont la lecture est rendue commode.

Reprenons la formule à laquelle nous sommes arrivé

$$\frac{A'^2}{A^2} = \frac{K^2(n+1)^2}{(n+1)^2(K^2-1)+1}$$

Admettons une valeur déterminée pour K, et posons :

$$K^2 = \alpha$$
$$K^2 - 1 = \beta$$
$$(n+1)^2 = x$$
$$\frac{A'^2}{A^2} = y$$

La courbe sera de la forme :

$$\frac{\alpha x}{\beta x + 1} = y$$

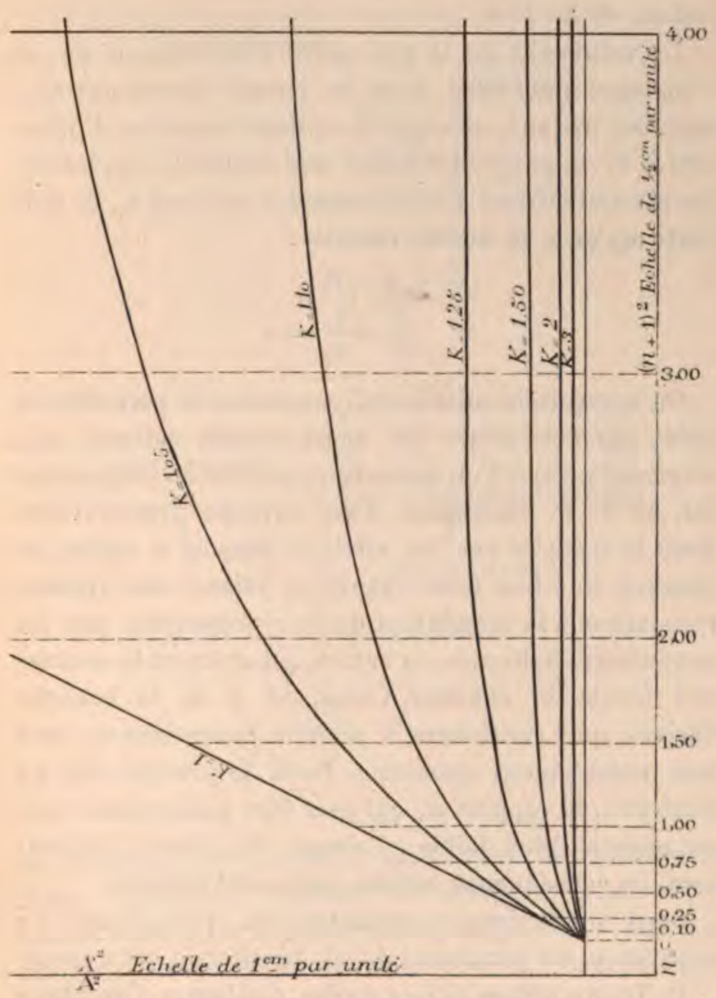
Si on porte en abscisses les diverses valeurs de $(n+1)^2$, et en ordonnées le rapport $\frac{A'^2}{A^2}$, on a, pour chaque valeur de K, une courbe représentative de la variation de ce rapport.

L'équation :

$$\beta x y - \alpha x + y = o$$

est celle d'une hyperbole.

Pour $n = 0$, $(n + 1) = 1$; l'orifice de la mine modifiée est égal à celui de la mine primitive, ce qui est évident.



Pour K = 1, la mine se réduit au périmètre $b\ c\ d$; le rapport d'amplification de l'orifice est égal à $(n + 1)^2$,

Pour $n = \infty$, le rapport tend vers $\frac{K^2}{K^2 - 1}$

Pour trouver la valeur de $\frac{A''^2}{A^2}$ correspondant à des valeurs données de n et de K, il suffit de remonter verticalement l'ordonnée du point $(n + 1)^2$, jusqu'à son intersection avec la courbe construite pour la valeur de K.

Le volume $Q' > Q$ qui, après l'enlèvement de la résistance intercalée dans le circuit direct, chemine dans les travaux, se répartit en deux branches d'intensité x et y, proportionnelles aux orifices équivalents du parcours *direct* a_3 et du parcours *indirect* a_2, de telle sorte qu'on a la double relation :

$$x + y = Q'$$
$$\frac{x}{y} = \frac{a_3}{a_2} = n$$

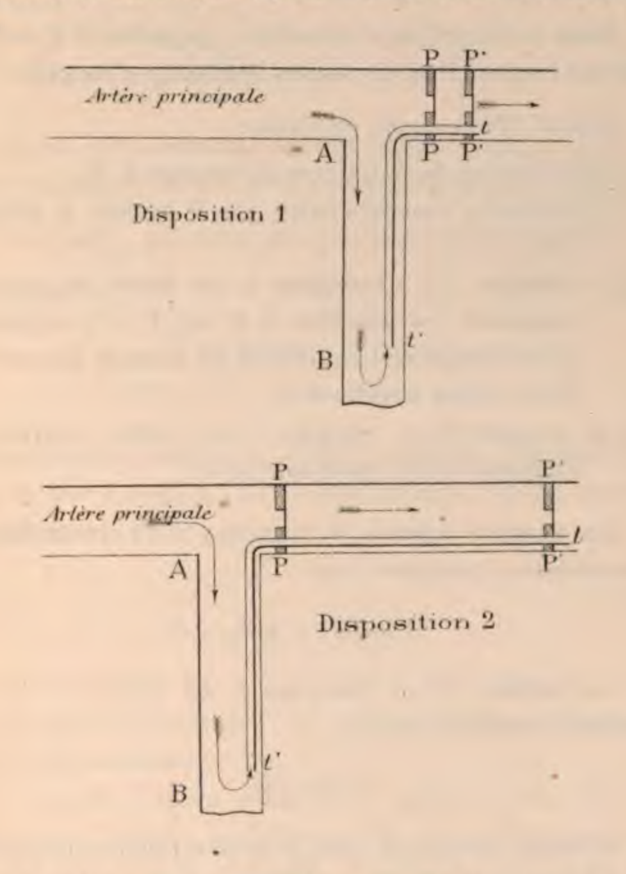
On aperçoit, de suite, la différence dans la perturbation créée par l'ouverture du court circuit, suivant qu'il s'agit de l'aérage d'un *travail d'exploitation* proprement dit, ou de la ventilation d'un ouvrage *préparatoire*. Dans le *dernier* cas, en effet, le rapport n ayant, en général, une très forte valeur, en raison des grandes résistances à la circulation de l'air présentées par les conduites métalliques, ou autres, qui amènent le courant aux fronts du chantier, l'intensité y de la branche dérivée qui continuera à nourrir l'avancement, sera très notablement amoindrie. Dans le premier cas, au contraire, le rapport n, qui peut être quelconque, sera en général, plus faible : l'aérage du circuit indirect sera, en conséquence, moins gravement troublé.

Deux *conclusions* importantes bien qu'évidentes en apparence, me paraissent devoir résulter de cet exposé.

1° Toutes autres choses *égales d'ailleurs*, l'avantage de la canalisation à très faible résistance est consi-

dérable. En diminuant la valeur numérique du rapport n on contrebalance partiellement la rupture d'équilibre, produite par la suppression momentanée de la résistance placée dans l'artère à cheminement direct.

2° Lorsqu'on dispose, pour un quartier sur lequel



est branché le creusement d'un ouvrage d'avancement, d'une dépression motrice suffisante, on peut avoir intérêt *dans des cas particuliers*, au point de vue des dangers de l'ouverture du court circuit, à adopter la seconde des deux dispositions ci-dessus.

Dans la *première*, deux portes à guichet P P — P' P'

barrent l'artère principale, et laissent passer directement un certain volume d'air à travers le guichet; une canalisation $t\ t'$, implantée sur ces portes aspire une branche dérivée du courant principal, qui vient nourrir l'avancement du travail préparatoire.

Dans la *deuxième* disposition, les portes P P — P′ P′ laissent entre elles un espace beaucoup plus grand.

Soient, d'une façon genérale :

L la longueur de la galerie de traçage A B.

l l'intervalle compris entre les 2 portes à guichet P P — P′ P′

μ_0 le nombre de « murgues » par mètre courant de longueur des galeries A B et P P′, supposées (pour simplifier la question) de mêmes dimensions et de même revêtement.

μ_1 le nombre de « murgues » par mètre courant de longueur de la canalisation $t\ t'$.

Le nombre total de « murgues » du circuit dérivé, canalisation comprise, est :

$$M = L\mu_0 + \mu_1(L + l).$$

Le nombre de « murgues » du circuit P P′, les portes ouvertes, est de :

$$M' = l\mu_0$$

Si nous admettons que, pour une raison quelconque, les deux portes P P et P′ P′ restent simultanément ouvertes, le volume d'air total parcourant l'artère principale se répartira entre le circuit *dérivé* et le circuit *direct*, en deux branches d'intensité x et y, telles que :

$$\frac{x^2}{y^2} = \frac{M'}{M} = \frac{l\mu_0}{L\mu_0 + \mu_1(L + l)} \qquad (1)$$

On peut poser :

$$l = KL$$
$$\mu_1 = \lambda\mu_0$$

K et λ étant des coefficients quelconques.

On aura :

$$\frac{x^2}{y^2} = \frac{L.K\mu_0}{L\mu_0 + \lambda\mu_0(L + KL)} = \frac{K}{1 + \lambda(1 + K)} \qquad (2)$$

Si, dans cette relation (2) on suppose pour λ une valeur connue, et si on considère K comme une variable X, le rapport $\frac{x^2}{y^2}$ que nous désignons par Y, sera lié à X par l'équation :

$$Y = \frac{X}{1 + \lambda(1 + X)}$$
$$\lambda XY + Y(1 + \lambda) - X = o. \qquad (3)$$

Cette équation est celle d'une hyperbole équilatère passant par l'origine des coordonnées, ayant pour asymptotes :

$$Y = \frac{1}{\lambda}$$
$$X = -\left(\frac{1 + \lambda}{\lambda}\right)$$

Pour chaque valeur de λ, on peut construire l'hyperbole correspondante.

On conçoit, d'après cela, qu'on puisse avoir *dans certains cas* intérêt à donner à K une valeur notablement plus grande que celle qui résulte de l'écart l normalement adopté pour la distance entre les portes.

On réduira, il est vrai, le volume d'air arrivant normalement à fronts du travail préparatoire ; mais en cas d'ouverture des portes, on pourra conserver une fraction importante du courant nourrissant l'avancement.

Or, si le volume ainsi réduit est encore suffisant

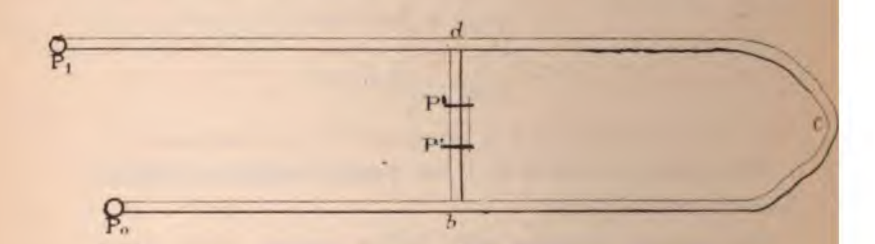
pour abaisser la teneur en grisou de l'ouvrage préparatoire, au taux qu'on ne veut pas dépasser, on aura, somme toute, un régime plus convenable. Cette réserve faite, mieux vaut en *principe* disposer d'un courant d'*intensité plus faible*, et conserver la *certitude* d'être à l'abri de la perturbation importante et dangereuse qu'engendrera la création du court circuit.

Les deux *applications numériques* dont nous faisons suivre cet exposé vont donner corps à notre pensée et faire saisir par des chiffres le parti que, dans certaines conditions, on peut tirer de la disposition préconisée plus haut.

B. — Applications numériques

1° *Analyse de l'effet d'un court circuit sur l'aérage d'un travail d'exploitation.*

Supposons, comme précédemment, une mine réduite à ses deux puits d'entrée et de sortie d'air P_0 et P_1,



reliés par une galerie unique P_0 *b c d* P_1, de dimensions et de revêtement uniformes.

Une artère *b d* est abandonnée, en arrière du front d'exploitation *c*, et, *normalement*, est barrée par deux portes pleines P P'.

Admettons que le volume d'air parcourant ces travaux ait une intensité de 15 mètres cubes par seconde,

et supposons réalisées les conditions numériques suivantes :

	P_0	P_1
Diamètre....	$3^m,50$	$3^m,50$
Revêtement...	Maçonnerie	Maçonnerie
Guidage......	Briart	Briart
Coefficient α..	0,00113	0,00113
Profondeur...	600^m	550^m

Prenons pour section uniforme des galeries :

$$2^m,50 \times 2^m,00$$

Si elles sont cadrées, le coefficient $\alpha = 0,00156$.

Fixons, comme suit, leurs longueurs respectives :

$P_0 b = 500^m$ | $bd = 100^m$
$bcd = 250^m$ | $P_1 d = 400^m$

Le nombre de « murgues » d'un mètre de puits sera $\mu = 0,0119$
— — d'un mètre de galerie sera $\mu' = 0,093$
Le circuit $P_0 b$ vaudra $600 \times 0,0119 + 500 \times 0,093 = 53,64$ murgues
Le circuit $b\,c\,d$ vaudra $250 \times 0,093 = 23,25$ id.
Le circuit $P_1 d$ vaudra $550 \times 0,0119 + 400 \times 0,093 = 43,75$ id.

L'ensemble de la mine vaudra.................. 120,64 id.

L'orifice équivalent A de la mine sera, par suite :

$$\Sigma_\mu = 144,4 \times \frac{1}{A^2}$$

$$A^2 = \frac{144,40}{120,64} = 1^{m2}197$$

La dépression H correspondante, en millimètres d'eau, sera :

$$H = 27^{mm},2$$

L'orifice équivalent a_2 du circuit $b\,c\,d$ est :

$$a_2^2 = 144,4 \times \frac{1}{23,25}$$

$$a_2 = 2^{m^2},49$$

Le nombre de murgues du court circuit *bd* est :

$$\mu = 100 \times 0,93 = 9,3$$

L'orifice a_3 de ce circuit est :

$$a_3 = 3^{m^2},80$$

Or, si nous nous reportons à la formule établie précédemment, donnant l'orifice équivalent total A', tel qu'il résulte de l'état de la mine, le court circuit ouvert, on a :

$$\frac{A'^2}{A^2} = \frac{K^2 (n+1)^2}{(K^2-1)(n+1)^2+1}$$

$$K = \frac{a_2}{A} = \frac{2,49}{1,09} = 2,28$$

$$n = \frac{a_3}{a_2} = \frac{3,80}{2,49} = 1,52$$

Remplaçant les lettres par leur valeur numérique dans la formule (1), on trouve :

$$\frac{A'}{A} = 1^{m^2},09$$

En nous reportant à la courbe caractéristique du ventilateur, dont la vitesse est supposée rester constante, on trouve que le volume q' correspondant à ce régime est, par exemple :

$$q' = 16^{m^3}$$

La modification générale apportée à la ventilation de l'ensemble de la mine est donc :

$$q' - q = 16 - 15 = 1^{m^3}$$

Le volume total q' se répartit entre les deux circuits, direct et indirect, donnant naissance à deux branches, d'intensité x et y, telles que :

$$x + y = 16^{m^3}$$

$$\frac{x}{y} = \frac{a_3}{a_2} = \frac{3,80}{2,49}$$

D'où :

$$x = 9^{m^3},650 \qquad y = 6^{m^3},350$$

Il continuera donc, en dépit de la formation du court circuit, à passer un volume d'air notable à fronts de l'avancement des chantiers en activité, échelonnés sur le parcours *b c d*.

La teneur en grisou de l'atmosphère s'accroîtra si le régime momentanément modifié persiste, mais on aura rarement dans la pratique une perturbation de nature à créer un danger.

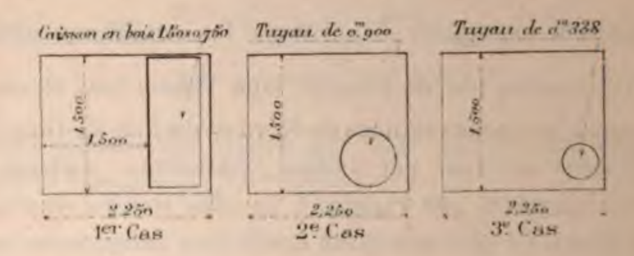
La répartition des branches d'air repose essentiellement sur le rapport $\frac{a_3}{a_2}$ qui, dans les conditions ordinaires, n'aura, pas en général, une valeur très élevée.

Dans les couches minces du Nord et du Pas-de-Calais, exploitées souvent par tailles chassantes, disposées symétriquement par rapport à un plan incliné de concentration, ce plan constitue une artère dangereuse, en raison de ses dimensions obligées et de la grandeur de l'orifice a_2 qui lui correspond : cette remarque justifie les précautions qu'on est amené à prendre pour barrer efficacement le pied de ces plans inclinés et s'opposer au cheminement direct du courant, de l'aval à l'amont-pendage.

Dans les exploitations du Centre, où on déhouille des couches puissantes, les galeries de circulation sont, d'ordinaire, de dimensions comparables à celles des plans inclinés de service : l'influence produite par la libre ouverture de ces artères apporte donc, en général, une perturbation beaucoup moins importante dans la ventilation des chantiers qu'elles sont appelées à desservir.

2°. — *Analyse de l'effet d'un court circuit sur l'aérage d'un travail préparatoire.*

Nous admettrons que les galeries, directe et dérivée, P P' — A B de la figure précédente, ont toutes deux même section libre et même nature de revêtement. Nous faisons successivement l'hypothèse que le traçage A B soit alimenté par une canalisation rectangulaire en bois de $\frac{1^m,50}{0^m,75}$, par un tuyau métallique circulaire de $0^m,900$ de diamètre et par un canard $0^m,338$ de de diamètre.



Le tableau suivant résume différentes valeurs du rapport $\frac{X}{Y}$, dans chacun des cas, pour des valeurs connues de K.

Les galeries A B et P P' sont supposées cadrées : le coefficient de résistance au mouvement de l'air qui les caractérise est de 0,00156.

DÉSIGNATIONS		1er CAS CAISSONS de $1^m500 \times 0^m75$	2e CAS Tuyaux de 0^m90 de diamètre	3e CAS Canard de 0^m338 de diamètre
Valeur de α		0,0002436	0,0002200	0,0003342
Valeur de $\mu_1 = \frac{\alpha p.1000}{S^3}$		0,719	2,497	490,20
Valeur de μ_0		0,821	0,575	0,330
Valeur de $\lambda = \frac{\mu_1}{\mu_0}$		0,875	4,17	1,500
Maximum du rapport $\frac{x}{y} = \frac{1}{\sqrt{\lambda}}$		1,07	0,49	0,0258
Valeur de $\frac{x}{y}$ pour	$K = 1$	0,602	0,327	0,0182
	$K = \frac{2}{3}$	0,517	0,288	0,0173
	$K = \frac{1}{3}$	0,153	0,224	0,0127

Ainsi, lorsqu'une galerie aura les dimensions de celle que nous avons admise, si l'intervalle entre les deux portes PP', a la même longueur que le traçage en cours d'exécution, la répartition du courant d'air, après l'ouverture simultanée des deux portes, entre le circuit *direct* P P' et le circuit *dérivé* A B, sera telle que pour les caissons, le volume d'air arrivant à l'avancement de l'ouvrage préparatoire, sera les $\frac{6}{10}$ du courant qui continue son cheminement rectiligne.

Avec le tuyau de $0^m,90$ le rapport :

$$\frac{x}{y} = 0,327$$

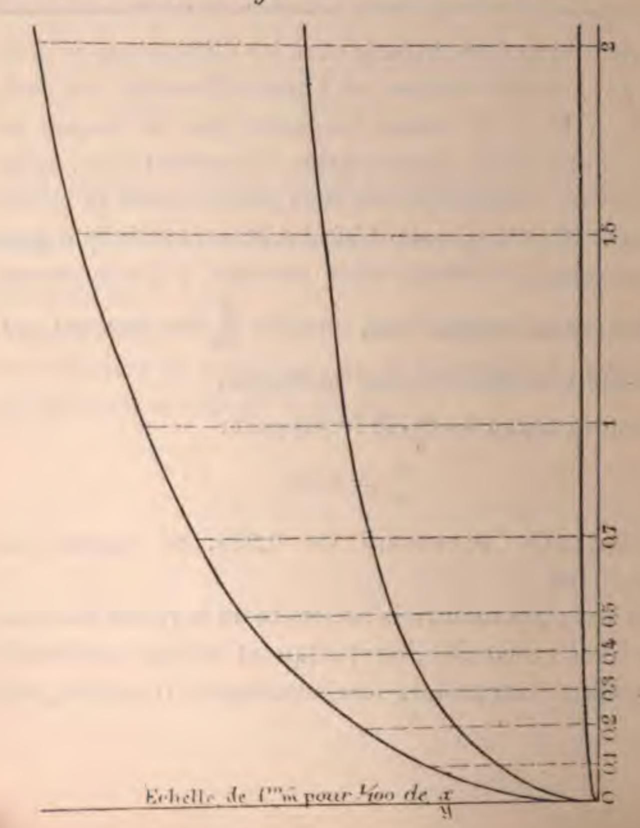
Enfin, avec le canard de 0,338, ce rapport est insignifiant.

Cet exemple montre la nécessité de la restriction que nous avons formulée, en indiquant qu'une semblable disposition comportait des avantages. Il serait *faux*

d'étendre la conclusion à tous les cas ; mais il est bon de retenir que lorsqu'on fait usage, pour la ventilation des travaux préparatoires, de canalisations de grande section, on peut en augmentant notablement la distance qui sépare les portes P P — P'P' atténuer sensiblement la perturbation qu'occasionne, dans l'aérage de l'avancement du travail préparatoire, l'ouverture subite d'un court circuit. C'est là un avantage de plus et *non négligeable*, à *l'actif des canalisations de grande section*. Les trois courbes ci-dessous calculées pour les valeurs :

$$\lambda = \begin{cases} 0{,}875 \\ 1{,}170 \\ 1{,}500 \end{cases}$$

donnent le rapport $\frac{x}{y}$ pour différentes valeurs de K.



Les quelques applications numériques qui viennent d'être traitées font saisir l'*avantage notable* qu'engendre l'emploi des canalisations de grande section (ce qu'il était d'ailleurs aisé de prévoir, en dehors de toute autre considération analytique) ; elles prouvent, d'autre part, l'intérêt qu'il peut y avoir à chercher l'équilibre dans la résistance des parcours suivis par le courant d'air ; ce dernier résultat peut être obtenu d'autant plus commodément que la section de la canalisation, logée dans une galerie de dimensions normales, est plus grande.

Il nous a paru opportun d'insister sur ce point si délicat de l'influence de la création de courts circuits, car la *fixité permanente* de l'intensité du courant d'air qui alimente un cul-de-sac, est une condition primordiale de la sécurité : le *maximum* de danger peut coïncider avec le *minimum* de moyens pour le combattre. Les accidents qui seraient, sans doute, peu fréquents, s'il n'y avait pas superposition des causes capables de les produire, sont souvent dus à des *concordances* malheureuses.

C. — Des moyens ordinairement employés pour empêcher le court circuit

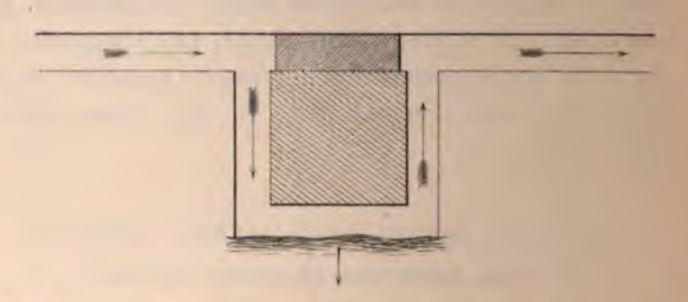
Les moyens que nous venons de faire connaître, pour limiter l'influence fâcheuse du court circuit, peuvent ne pas être toujours, en pratique, d'un emploi commode : soit qu'il y ait impossibilité *matérielle* à faire usage de *très larges* canalisations, soit que la dépression motrice dont on dispose, au point de la mine où s'ouvre le cul-de-sac, soit insuffisante pour faire circuler dans une *canalisation très développée* le volume d'air réclamé par le régime grisouteux de l'avancement.

Si on doit accepter comme *une nécessité* de ne constituer la résistance que par deux portes placées à

l'amont ou à l'aval de la conduite, suivant qu'elle est soufflante ou aspirante, ces portes, dont le rôle est des plus importants, doivent être établies avec beaucoup de soins.

L'*enclanchement* est une disposition qu'on emploiera avec profit : la connexion des portes pourra être obtenue avec un des appareils dont la description a été donnée dans les *Comptes Rendus Mensuels* de la Société de l'Industrie minérale (1).

Chaque fois qu'on aura la facilité de recourir à une solution plus radicale, on ne devra pas la laisser échapper. Ainsi, par exemple, dans une remontée de chantier, au-delà d'un accident, dans un traçage par taille montante ou par taille descendante.



Le dispositif *sûr* par excellence consistera à interposer un massif de remblais bien pilonnés entre les deux artères, d'entrée et de sortie d'air : cette organisation de l'aérage pourra entraîner quelques complications dans le roulage, elle ne sera d'ailleurs pas toujours *réalisable*, mais si on ne craint pas de payer à sa valeur le maximum de sécurité, on devra lui donner la préférence.

(1) *Comptes Rendus* de la Société de l'Industrie minérale, 5 décembre 1896.

Un des graves inconvénients du court circuit consiste non seulement dans l'accumulation possible de grisou à fronts de l'avancement, mais encore dans le danger qui peut naître de la chasse de gaz produite par le rétablissement de l'aérage normal.

Si la voie affectée au retour du travail préparatoire n'est pas complètement indépendante des autres régions de la mine, si elle exige un personnel abondant pour son maintien en bon état d'entretien, le danger qui n'était que local tant que le grisou stationnait en un point déterminé, peut s'accroître de toutes les causes d'inflammation dues à la présence des lampes d'ouvriers échelonnés le long du retour d'air.

Conclusions. — En résumé : 1° Le court circuit est, en général, plus à redouter dans les travaux préparatoires que dans l'exploitation proprement dite.

2° La meilleure disposition d'aérage sera celle qui s'en affranchira complètement, imposant au courant d'air un sens et une intensité invariables.

§ 2me. — Isolement du retour d'air, affecté aux travaux d'aménagement.

Cette condition essentielle répond à un ordre d'idées différent de celui qui vient d'être développé dans le paragraphe précédent. Il est clair, en effet, que malgré une organisation soignée de la ventilation de l'avancement d'un ouvrage en cul-de-sac, l'intensité du courant d'air lancé à fronts de cet ouvrage, peut être insuffisante pour *diluer* convenablement le grisou dégagé, et ramener la *teneur* de l'atmosphère à une valeur inférieure à celle qui constitue un danger permanent.

Cette particularité se présente fréquemment dans l'ouverture de traçages creusés en couches sujettes à des dégagements instantanés de grisou : il ne suffit point, dans ce cas, que la section du compartiment dans lequel pourra circuler, à certains moments, une masse de gaz à *teneur* explosible soit suffisamment large pour que l'air contaminé se déverse dans le retour d'air, sans *remonter la branche d'air pur* qui est chargée de l'entraîner ; il faut encore que ce courant, à forte teneur, puisse se rendre au puits d'appel sans passer sur des chantiers en activité.

Pour des percements de peu d'importance, fournissant, par mètre d'avancement, et par tonne de charbon abattu, une minime quantité de grisou, cette condition pourrait être, en général, considérée comme bien rigoureuse ; mais s'il s'agit de travaux creusés dans des couches de houille à dégagement abondant et subit, il semble très judicieux de chercher à réaliser ce *desideratum*.

A cet égard, les couches de *grande puissance*, qui nécessitent un remblayage complet et parfaitement exécuté des vides produits par l'enlèvement du charbon, se trouvent, par rapport aux couches *minces* des Bassins du Nord de la France et de la Belgique, dans une situation d'infériorité manifeste.

L'aménagement du champ d'exploitation d'un faisceau de couches puissantes comporte, en général, l'existence de deux puits, l'un à l'aval-pendage servant à l'entrée d'air et à l'extraction des produits ; l'autre, à l'amont-pendage, utilisé pour la ventilation et l'introduction des remblais dans la mine. Les galeries de l'amont jouent le même rôle que le puits de sortie lui-même : elles reçoivent l'apport des différentes branches du courant d'air, et permettent la distribution du remblai dans les divers quartiers de la mine. Il résulte de cette

organisation qu'un nombre d'ouvriers assez considérable sont échelonnés sur le retour d'air des ouvrages préparatoires. Cette conclusion, toutefois, vise surtout les avancements branchés sur le circuit des travaux d'un étage en pleine exploitation. Dans les mines du Nord, au contraire, où le service de la descente du remblai n'est pas imposé par la puissance des couches, les voies de retour d'air ne sont pas, en général, affectées à un service spécial de roulage.

Dans l'un comme dans l'autre de ces deux types d'exploitation, les réparations nécessitées par l'élargissage des galeries ou la simple consolidation du boisage exigent toujours la présence d'ouvriers placés sur le chemin suivi par l'air grisouteux : ouvriers peu nombreux dans des mines à toit solide, comme celles du Nord, — ouvriers fort nombreux, en général, dans nos mines du bassin de la Loire.

Au surplus, la facilité de créer des retours d'air distincts, dans les bassins à faisceaux de couches nombreuses, séparées par de faibles intervalles, est évidente : chaque veine peut être alimentée par un courant, branché sur le courant général qui parcourt l'artère principale dite *bowette*, recoupant sucessivement tout le faisceau.

La division en quartiers indépendants, la création de retours spéciaux présentent d'autant plus de difficultés pratiques que la couche est plus puissante, et a une *inclinaison plus faible*.

§ 3me. — Du sens de la ventilation : aérage soufflant et aérage aspirant.

Nous limiterons la comparaison entre les deux modes d'aérage, soufflant et aspirant, au cas de la ventilation des travaux préparatoires.

M. Harzé, dans le remarquable mémoire cité (1) a établi un parallèle détaillé entre l'aérage par canards *soufflants* et l'aérage par canards *aspirants.*

Nous résumons ci-dessous les conclusions qu'il pose:

1° Le canard *soufflant* donne un débit d'air supérieur à celui du canard *aspirant*, à égalité de dépression génératrice du mouvement ; la différence entre le volume d'air pur *soufflé* ou *aspiré* arrivant à fronts de l'ouvrage, croît avec le dégagement du grisou.

2° Le tuyau *soufflant* épure mieux l'avancement et présente l'avantage de « faciliter, par l'insufflation de l'air, la diffusion du grisou tout à l'extrémité de la galerie » ;

3° Le canard *soufflant* est « éminemment favorable pour l'évacuation rapide du grisou, dans le cas d'un dégagement instantané de ce gaz » ;

4° Le canard *soufflant* a, par contre, le grand inconvénient de faire revenir l'air par la voie de transport.

Reprenons la comparaison entre les deux systèmes d'aérage, insufflation et aspiration, en distinguant les deux cas suivants :

A. — Avancement à dégagement normal de grisou.
B. — Avancement à dégagement instantané de grisou.

A. — Avancement a dégagement normal

Il nous semble, tout d'abord, indispensable de définir le mot « *canards* » et, pour éviter toute confusion, de réserver cette expression à un tuyau dont le diamètre varie de $0^m,30$ à $0^m,60$, et dont la section se trouve comprise entre :

$$s = 0^{m^2},0707$$
$$s' = 0^{m^2},2827$$

(1) *Revue universelle des mines et de la métallurgie.*

Si nous représentons par S la section totale de la galerie dans laquelle sont posés ces tuyaux, le rapport K entre les surfaces des deux compartiments de circulation d'air sera :

$$K = \frac{s}{S - s}$$

Adoptons, pour fixer les idées, une section de galerie-type ayant une largeur de $2^m,500$ et une hauteur de $2^m,000$ (ce sont les dimensions courantes des travers-bancs principaux).

Le rapport K sera pour les deux modèles de canards :

$$K = \frac{0^{m^2},0707}{5^{m^2} - 0707} = 1,44\ \%\quad \text{chiffres ronds} = 1,45\ \%$$

$$K = \frac{0^{m^2},2827}{5^{m^2} - 0^{m^2},2827} = 5,99\ \%\quad \text{chiffres ronds} = 6\ \%$$

Le travail préparatoire pourra être alimenté avec de l'air circulant dans des canards de l'un ou de l'autre type, la ligne de canalisation étant simple ou triple — dans le premier cas — simple ou double dans le deuxième cas.

Le rapport K variera, de la sorte entre :

$$\frac{1,45}{100} \text{ et } \frac{4,35}{100} \text{ pour le modèle n° 1;}$$

$$\frac{6}{100} \text{ et } \frac{12}{100} \text{ pour le modèle n° 2.}$$

En supposant une étanchéité parfaite de la conduite, le volume d'air débité, à chacune de ses extrémités, est constant et égal à Q. — Les vitesses v et V de circulation du courant, dans chacun des compartiments, sont entre elles dans le rapport inverse des sections offertes à son passage

$$\frac{v}{V} = \frac{s}{S - s} = K$$

Avec des *canards* (en conservant cette dénomination aux seuls tuyaux dont nous avons fixé les diamètres limites), les vitesses du courant d'air, dans chacun des compartiments, seront définies comme suit :

$$1^{er} \text{ type} \ldots\ldots \quad v = 1{,}45 \frac{V}{100} \quad \text{ou} \quad 4{,}35 \frac{V}{100}$$

$$2^{me} \text{ type} \ldots\ldots \quad v = 6 \frac{V}{100} \quad \text{ou} \quad 12 \frac{V}{100}$$

Il est indéniable que le canard *soufflant* amènera l'air à l'avancement avec une vitesse notablement supérieure à celle que pourrait engendrer à fronts une colonne *aspirante* ; par conséquent, tout ce qui a été dit plus haut sur les avantages que procurera cette insufflation, en opérant la diffusion du grisou, reste debout tant qu'il s'agit de *canards proprement dits*.

Imaginons toutefois que le rapport K aille successivement en croissant par l'emploi de canalisations de sections grandissantes. Lorsqu'il aura atteint la valeur

$$K = 1$$

les vitesses du courant d'air seront les mêmes dans les deux compartiments réservés à sa circulation ; par conséquent, le pourchassage du gaz, engendré par la force vive de la masse d'air, *sera indépendant* du *sens du courant*.

On peut même concevoir que, dans des cas *très particuliers* qui, dans certaines circonstances, se trouveront pratiquement réalisés, le rapport de la section de la canalisation à celle de la galerie enveloppante soit supérieur à l'unité

$$K > 1$$

dans cette hypothèse, l'avantage tourne au profit de la canalisation aspirante.

Nous sommes donc en droit de poser la *conclusion*

suivante : si on parle de canards proprement dits, l'avantage dû à l'insufflation est incontestable ; si on parle de canalisation, sans autre désignation, cet avantage est lié au rapport de grandeur entre les sections libres des compartiments de circulation d'air.

Pour éviter toute *ambiguïté*, on dira que lorsque ce rapport se rapproche de l'unité, l'assainissement du front de l'ouvrage, dû à la vitesse, sera sensiblement le même, *que la canalisation* soit *aspirante* ou soufflante.

Dans son mémoire (1), M. Harzé cite le cas d'un bouveau de 140 mètres de longueur, aéré par deux jeux de canards, arrêtés « à *45 mètres* en deçà *du front de la galerie* ».

Dans une première série d'expériences exécutées par cet ingénieur, les canards étaient *soufflants* ; dans une seconde série, ils furent disposés pour être rendus *aspirants*. Dans le premier cas, on reconnut que le courant d'air conservait, à fronts du bouveau, une certaine intensité, alors que, dans le deuxième cas, la vitesse était nulle. Le grisou ne tarda pas à marquer, tandis que, dans la première série d'observations, le chantier demeura suffisamment assaini.

Nous pensons qu'il convient de limiter à leur valeur les conclusions des faits observés. Ils prouvent, comme le fait d'ailleurs remarquer M. Harzé, que « *les canards* « *soufflants portent l'aérage dans la galerie à ventiler* « *bien au-delà de leur développement, et qu'il n'en est* « *pas de même des canards aspirants* ».

Mais, d'autre part, rien, en général, dans la pratique n'oblige à interrompre la canalisation à une aussi grande distance des fronts du chantier, *et à laisser*, de la sorte, l'avancement de l'ouvrage préparatoire *en cul-de-sac*. Si on convient d'une organisation de l'aérage telle que,

(1) Page 461.

quelle que soit la disposition de la canalisation, aspirante ou soufflante, les tuyaux suivent d'aussi près que possible la marche du chantier, l'avantage rapporté plus haut n'est pas aussi important qu'on pourrait le juger *a priori*. Or, qu'il s'agisse du creusement d'un traçage ouvert en couche grisouteuse, ou du percement d'une galerie au rocher, on peut toujours arriver à rapprocher convenablement des fronts la ligne de canards ; on peut faire le sacrifice des tuyaux d'avant-garde, plus ou moins exposés à être détériorés par la projection des roches abattues, et avoir une sorte de canard télescopique s'allongeant au fur et à mesure de la marche de l'avancement.

Moyennant les réserves que nous venons de formuler, supposons donc acquis au canard *soufflant* l'avantage d'une diffusion plus rapide, plus complète, du grisou dégagé par les fronts du chantier, et cherchons à préciser les *inconvénients* auxquels il donne lieu sur d'autres points du travail préparatoire.

1° Le courant d'air pur arrive à fronts, animé d'une vitesse égale à :

$$V = \frac{Q}{s}$$

il ne chemine plus dans le compartiment de retour d'air qu'avec une vitesse réduite :

$$v = \frac{Q}{S - s}$$

Pour un dégagement abondant de grisou fourni par l'avancement, il pourra fort bien arriver que le brassage, *parfait à fronts*, soit insuffisant sur la totalité du compartiment de retour : on évite l'accumulation en un point spécial, les fronts, mais on peut courir le risque d'avoir une traînée de gaz, à teneur explosible, sur un très long parcours ; le danger local est supprimé, mais

il est remplacé par une forme de danger plus redoutable encore. Le nombre d'ouvriers, porteurs de lampes (cause d'inflammation toujours à craindre), peut être, au total, plus important dans le compartiment de retour qu'à l'avancement même du traçage. On déduit donc rigoureusement de ces considérations que l'avantage du tuyau soufflant peut être contrebalancé par un *inconvénient* capital. Si le volume d'air débité par la canalisation soufflante a une intensité suffisante pour opérer, en sus d'une diffusion énergique à fronts, un brassage convenable dans le large compartiment de retour, l'avantage n'a pas sa contre-partie.

Si, au contraire, le rapport :

$$\frac{s}{S - s}$$

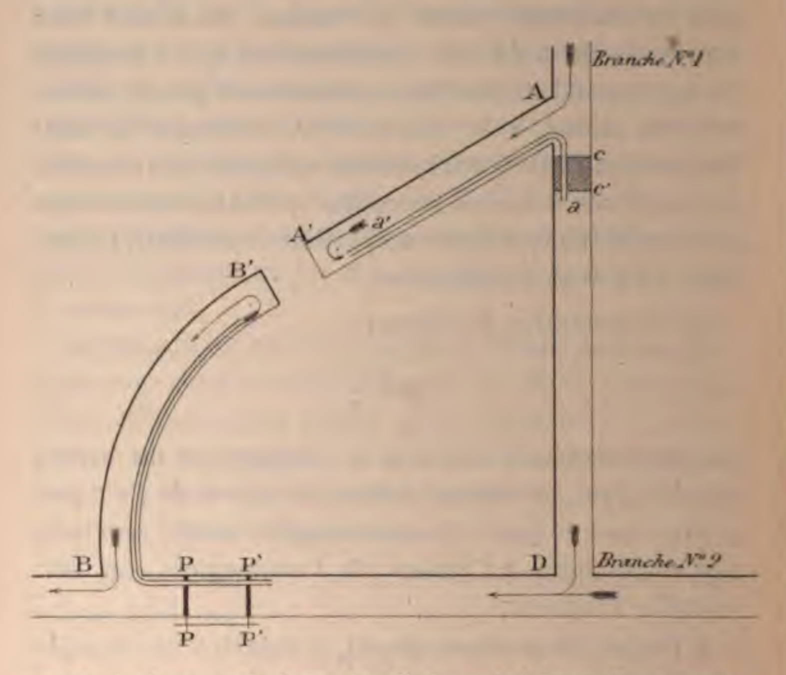
est excessivement faible, si le dégagement du grisou est abondant, le mélange intime du gaz et de l'air pur pourra bien ne pas s'effectuer complètement : une traînée se produira, à l'arrière de l'avancement, sur une certaine longueur.

A l'appui de ce raisonnement, je vais citer un exemple caractéristique.

Nous avons eu à réaliser, au puits Mars de notre Société, en 15e couche, un percement A B, qu'on a effectué, pour accélérer le travail, au moyen de deux traçages A A′ — B B′, partant de chaque extrémité A, B du percement, et marchant à la rencontre l'un de l'autre. Chaque chantier était nourri, à l'avancement, par l'air que fournissait une double ligne de tuyaux elliptiques.

En raison de dispositions particulières de la mine, les tuyaux qui étaient aspirants dans le traçage A A′, n'avaient pu commodément qu'être rendus soufflants dans le traçage B B′ : les premiers s'emboîtaient dans

un massif de remblais $c\,c'$, barrant l'arrivée de la bran che d'air n° 1 ; les seconds s'engageaient, à leur origine, entre deux portes enclanchées P P — P′ P′, munies de



guichets, barrant la branche d'air n° 1, à laquelle venait se raccorder en D une branche d'air pur, n° 2, d'intensité notable.

A égalité d'avancement journalier réalisé dans la même couche, à égalité du volume du courant d'air arrivant à fronts, nous avons pu observer les faits suivants, alors que l'intervalle A′ B′, séparant les deux attaques, était très faible ; le grisou a quelquefois marqué à l'avancement A′, jamais à l'avancement B′ ; par contre, on n'a fait aucune constatation de gaz, le long du parcours A A′, tandis que, sur plusieurs mètres de la galerie B B′, à l'arrière de la bouche des tuyaux soufflants, nous avons fréquemment observé du grisou,

qui se logeait entre les chapeaux des cadres, c'est-à-dire en des points où la vitesse réduite du courant de retour était insuffisante pour opérer le brassage, et entraîner le gaz dégagé par l'avancement.

On peut, il est vrai, objecter que si le volume total de grisou débité à l'extrémité du compartiment de retour est produit, non seulement par la houille abattue et mise à nu à l'avancement, mais encore, et dans une certaine proportion, par le charbon constituant les parois de la galerie, la traînée pourra se former aussi bien avec la canalisation aspirante qu'avec la canalisation soufflante. Il convient toutefois de remarquer qu'avec le sens aspirant, il sera plus aisé à l'aide de petits tuyaux dérivés, implantés en des points convenables sur la canalisation maîtresse, d'aller happer (1), sucer pour ainsi dire, le grisou qui n'est pas entraîné par la masse d'air. La succion produira un effet immédiat; l'insufflation, par conduite dérivée, délogera le grisou, mais ne produira pas, en général, sûrement, son entraînement jusqu'à la voie de retour d'air.

En *résumé*, si le canard soufflant a la propriété d'assainir parfaitement les fronts mêmes de l'avancement, il peut laisser subsister une trainée dangereuse, par suite d'une épuration incomplète, dans un retour d'air large, à circulation peu intensive.

II° Qu'on admette la formation possible d'une accumulation de grisou, revêtant le caractère d'une trainée plus ou moins étendue, ou qu'on suppose simplement le cheminement dans le compartiment de retour, d'un courant contaminé, le canard *soufflant* présente un inconvénient qui n'a pas échappé aux auteurs qui ont traité cette question : il chasse sur tous les ouvriers

---

(1) M. Rateau a déjà conseillé cette disposition (voir I. M., février 1892).

travaillant à l'ouvrage préparatoire, *ailleurs qu'à l'avancement même*, un air impur dont la teneur en grisou peut atteindre des valeurs dangereuses. Or, dans un percement en grande couche, par exemple, horizontal ou incliné, exigeant une main-d'œuvre de boisage très élevée, le nombre d'unités employées aux fronts peut être très faible comparé à celui que nécessite l'ensemble des divers services : *entretien* du tronçon déjà creusé, *roulage* et enlèvement des produits fournis par le chantier de traçage. N'en résultera-t-il pas que les bouffées d'air grisouteux passeront successivement sur toutes les lampes des hommes échelonnés le long du compartiment de retour ? C'est là un *inconvénient capital*. La canalisation *aspirante* présente le mérite de happer rapidement l'air vicié et de le déverser, sans danger, dans le retour spécial prévu dans l'aménagement général.

III° On comprendra toutefois que pour le choix de l'une ou l'autre des deux dispositions, aspirante, soufflante, il ne saurait être donné de règle unique, absolue : si les questions *d'espèce* se posent, c'est bien quand il s'agit de sujets aussi complexes.

S'agit-il, par exemple, *d'un traçage au rocher*, consistant dans le creusement d'une galerie à travers-bancs recoupant différentes couches, dont le charbon fournit un débit appréciable de grisou qui se mêle au courant du travail préparatoire, il importe, dans ce cas, *d'envoyer de l'air pur*, non contaminé, sur le *point dangereux* par essence d'un semblable travail ; ce point est, à coup sûr, le front d'avancement du travers-bancs, si on admet que le sautage des roches se fait à l'aide des explosifs ; il est évidemment indiqué de faire circuler l'air dans un sens tel qu'il arrive pur à front de la galerie.

Quel que soit le type de canalisation dont on fasse

emploi, elle devra *dans ce cas*, être disposée de façon à assurer l'aérage soufflant.

Il ne conviendrait pas, pensons-nous, de généraliser cette conclusion: beaucoup de galeries au rocher en travers-bancs sont percées sans donner lieu à des suintements de grisou, en arrière des fronts, par les parois du tronçon déjà creusé ; le plus souvent le grisou n'apparaît qu'à l'approche des couches grisouteuses que le travers-bancs est sur le point de recouper.

Par conséquent, tout ce qui a été dit plus haut sur l'emploi comparé des canalisations soufflante et aspirante, subsiste.

IV° La canalisation *soufflante* impose, presque toujours, l'installation de portes, dont l'ouverture peut engendrer un court circuit, et cela parce que les produits fournis par un travail préparatoire, roches ou charbon, s'évacuent généralement du côté de l'arrivée d'air frais, c'est-à-dire du côté du puits d'extraction.

La disposition *aspirante* permet, au contraire, plus commodément, lorsque l'aménagement général comporte une *voie spéciale* pour le *retour d'air*, de noyer la canalisation dans un barrage établi sur la galerie d'appel.

On peut, il est vrai, dans le premier cas, ou confier la garde des portes à des ouvriers spéciaux, ou les conjuguer en les enclanchant ; mais, en principe, le degré de sécurité ainsi réalisé, ne se compare pas à celui que donne l'interposition d'un tampon isolateur. Toutes les considérations développées au § 1er sur le rôle que peut jouer le court circuit peuvent, à nouveau, trouver place dans cette discussion et laissent, sous ce rapport, un avantage marqué à l'aérage *aspirant*.

Arrivé à ce point de notre comparaison, nous croyons pouvoir, dans le cas de traçages d'avancement, au char-

bon ou au rocher, sujets à des dégagements *normaux* de grisou, poser les conclusions générales suivantes :

Le sens dans lequel il conviendra de faire cheminer le courant d'air, à travers une canalisation nourrissant un travail préparatoire, dépendra :

1° Des sections relatives de la canalisation et de la galerie dans laquelle elle est placée.

2° Du parcours qu'il convient, dans chaque *cas particulier*, d'assigner à l'air grisouteux pour que sa circulation entraîne le minimum de chances d'inflammation.

B. — Avancement a dégagement instantané de grisou

Dans le mémoire cité, M. Harzé reconnait comme avantage capital du *canard soufflant* la facilité qu'il crée d'assurer une prompte évacuation du grisou, s'il survient un dégagement instantané de ce gaz (1).

Le règlement belge (2) prévoit, dans ce cas, un certain nombre de mesures, pour l'ouverture d'un étage, dont nous croyons bon de mettre le texte sous les yeux du lecteur :

a) Interdiction, sans autorisation spéciale, de tout travail préparatoire à l'étage, tant que celui-ci n'est pas accessible par deux puits ou deux voies, dont un servant de retour à la ventilation.

b) Dimensions restreintes à donner provisoirement au nouveau chargeage du puits de *l'arrivée de l'air*, tout au moins à son extrémité et établissement, dans la

---

(1) Cette dernière considération, dit-il, est tellement importante que nous estimons que l'emploi des *canards* aspirants doit être proscrit chaque fois que l'on redoute la possibilité d'un dégagement de l'espèce (page 465).

(2) Voir B. I. M., page 660, 2me livraison, 1887.

partie étroite de cette excavation, de portes très solides, dont les épaulements seront traversés par un ou plusieurs tuyaux affectés à l'entrée de l'air dans l'étage.

c) Emploi de ventilateurs Kœrting, à air comprimé, pour insuffler l'air par ces tuyaux, ou bien raccord de ceux-ci avec une large colonne en fonte installée à demeure dans le puits, et à l'orifice supérieur de laquelle agira un appareil spécial d'insufflation d'air à forte pression, établi à la surface.

d) Galerie de communication sur le puits d'appel largement ouverte et puits d'appel tenu complètement libre.

e) Dans le cas d'un aérage par *tuyaux aspirants*, maintien des dispositions précédentes, et établissement au-delà de ladite galerie de communication, de portes spéciales moins résistantes que les portes de chargeage, de manière qu'elles soient les premières et vraisemblablement les seules renversées par un dégagement violent de grisou, et qu'ainsi le gaz trouve immédiatement un facile écoulement par le puits d'appel.

On voit, par ce document, que l'aérage par *tuyaux soufflants* a reçu les préférences de l'administration belge, dans le cas de mines sujettes à des dégagements instantanés de grisou ; les principes qu'elle édicte lui ont été inspirés par des accidents retentissants (charbonnages du Midi de Dour, 3 janvier 1865, l'Agrappe) occasionnés par des irruptions soudaines de volumes considérables de grisou, qui ne trouvant pas une issue largement ouverte du côté du puits d'appel, ont été, en partie, refoulés *contre le courant* d'air, par le puits d'extraction sur des points qui l'ont enflammé.

Les prescriptions du règlement belge sont très sages, et doivent être rigoureusement suivies lorsqu'on emploie,

pour l'aérage des travaux préparatoires, des canards proprement dits. Toutefois, si *pratiquement* on peut installer dans les puits et dans les galeries des *canalisations de très grande* section, les inconvénients de la disposition en colonne aspirante résultant d'un débouché insuffisant, sont considérablement atténués.

CHAPITRE II

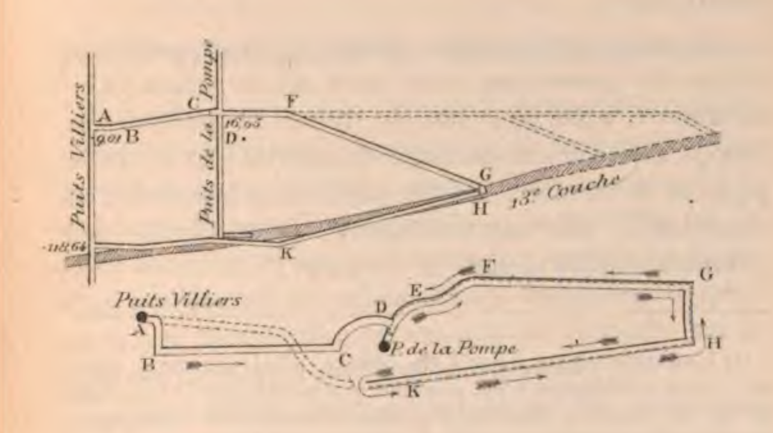
Description d'un percement de 640 mètres de longueur, effectué dans la 13e couche du puits Villiers, de la concession des Houillères de Saint-Etienne.

§ 1er. — Objet de ce percement.

La 13e couche du bassin de Saint-Etienne est recoupée par le puits Villiers à la cote — 126m,36 au-dessous du niveau de la mer, soit à 620 mètres de profondeur; elle est rencontrée par le puits de la Pompe, situé à 200 mètres au Sud du puits Villiers, à la cote — 94m,27. Cette couche a une puissance moyenne de 4 à 5 mètres; elle est surmontée d'une formation charbonneuse peu épaisse, *dite crue*, composée de houille schisteuse, en général inexploitable, séparée de la couche principale inférieure par un banc de gore, d'épaisseur très variable, comprise entre *0m,20* et *0m,40*. Depuis la limite des concessions de Saint-Etienne et de Villebœuf, où elle est exploitée par les puits Ambroise et Pélissier, elle plonge à pente uniforme, du Sud au Nord, jusqu'à une ligne de thalweg, au voisinage de laquelle elle s'aplatit légèrement, pour changer de pendage, sous la Manufacture nationale d'armes de Saint-Etienne.

Le puits Villiers sert à l'arrivée de l'air du champ d'exploitation ouvert dans cette couche, et à l'extraction des produits ; le puits de la Pompe, placé à l'amont-pendage, est armé d'un ventilateur Rateau de 2^m,800 de diamètre, et d'un ventilateur diamétral, système Mortier de 2^m,250 de diamètre et 1^m,500 de largeur, pouvant se suppléer l'un à l'autre. Ce dernier puits sert également à l'introduction des remblais dans la mine.

Le projet général d'exploitation, adopté par l'Administration des mines, consiste à diviser le champ en plusieurs bandes, ou sous-étages que je numérote successivement de l'aval à l'amont 1, 2, 3, 4..... Un travers-bancs, partant du puits de la Pompe à la cote + 16^m,75 ira recouper l'extrême amont-pendage et sera relié à la couche par des plans inclinés au rocher, à pente de 0^m,330 par mètre, à la tête des sous-étages.



On se propose d'exploiter simultanément les quartiers (1-3) (2-4)... chacun d'eux étant rendu aussi indépendant que possible, au point de vue de l'aérage, par l'interposition entre deux groupes d'ordre impair d'un massi-

laissé vierge et formant pilier de protection et d'isolement (1).

Le quartier inférieur (n°1), est en dépilage depuis le mois de mai 1893 : c'est au cours de l'aménagement de cet étage, pendant la période de traçage précédant l'exploitation proprement dite, que nous avons eu plusieurs dégagements soudains et abondants de grisou, dont j'ai rendu compte aux membres de la *Société de l'Industrie Minérale* réunis en congrès à Lyon, à l'occasion de l'exposition de 1894. (Voir B. I. M...)

L'aérage de ce quartier est théorique : le courant descendant par le puits Villiers se bifurque à hauteur de la recette du fond, entre deux galeries horizontales, au rocher, recoupant la couche à 100 mètres environ du puits : chaque branche alimente une zone distincte ; les courants fractionnels se réunissent à la cote (-93,85) pour se déverser dans le puits de la Pompe, puits de retour d'air.

Cet exposé préliminaire permet de saisir nettement l'objet du percement dont nous allons tracer l'historique : il a eu pour but de relier le puits de la Pompe avec l'amont-pendage du quartier n° 3, d'une part, et de creuser, d'autre part, dans la couche, en *descendant*, une communication entre l'amont des quartiers d'ordre impair, n° 3 et n° 1.

---

(1) L'abandon d'un massif de houille ainsi interposé entre les zones remblayées n'est possible que parce que le charbon de la 13e couche, dont les propriétés ont été bien reconnues par les exploitations des puits Saint-Louis et Verpilleux, n'est pas de *nature inflammable* et que les incendies spontanés ne sont pas à craindre. La disposition relative des puits d'entrée d'air et de sortie d'air Villiers et Pompe, peut paraitre quelque peu anormale : il convient, pour la justifier, de remarquer que ces puits situés au cœur même de la ville de St-Etienne, ont une position obligée, qu'on n'était pas libre de modifier à son gré.

Au milieu même du massif d'investison abandonné pour protéger les puits Pompe et Villiers contre les mouvements dus à l'exploitation, a été réservée une galerie centrale (Voir planche XI) qui se raccorde d'un côté avec une des recettes du puits d'entrée d'air, de l'autre côté avec le percement en couche.

Cette galerie passe sous le *retour d'air* du groupe de chantiers (n° 1), dont elle est isolée par un éperon de terrain massif de 4 à 5 mètres d'épaisseur, qu'une explosion de grisou semble devoir être impuissante à renverser ; le *crossing artificiel* dont on fait parfois usage, est remplacé ici par un passage en dessous, isolant autant que faire se peut les deux quartiers (1 et 3).

L'examen du plan annexé montre, en effet, que *seules* les *entrées d'air sont communes*, et qu'à partir du puits d'extraction, les parcours des branches d'air n° 1 et n° 3, sont aussi indépendants que possible.

§ 2e. — Aménagement de l'aérage du percement

En principe, on s'est attaché à réaliser deux conditions fondamentales : alimentation de l'ouvrage préparatoire avec un courant d'air pur, non contaminé, et exécution du travail en descendant ; la première est de toute nécessité lorsque le courant doit nourrir les fronts d'un avancement au rocher, dont le creusement s'opère au moyen d'explosifs ; la seconde est imposée par le nouveau règlement sur les mines à grisou (1).

Le puits Villiers recoupe à la cote ($-9^m,46$) au-dessous du niveau de la mer, la 12e couche de l'étage de Saint-Etienne.

---

(1) Article 4, paragraphe 3, du règlement sur les mines à grisou, en date du 1er septembre 1895, « L'aérage doit toujours « être ascensionnel, sauf à considérer comme horizontales des « galeries de pente montante de 2 °/o ».

Une communication A B C D comprenant

Un niveau	B A	Voir Pl. X.
Un plan incliné	B C	
Un palier	C D	

creusée dans cette 12[e] couche, relie le puits Villiers au puits de la Pompe, à hauteur du point de départ du percement que nous avons à décrire.

Pour définir *commodément* et *nettement* l'aménagement général de l'aérage, nous distinguerons deux périodes dans l'exécution : la première s'applique au creusement des galeries au rocher DE, EF en palier, F G inclinée à 0,33 de pente par mètre courant, représentées sur le plan (Planche X) ; la deuxième comprend le traçage en couche des deux galeries GH, HK, l'une horizontale, l'autre suivant la pente du faisceau.

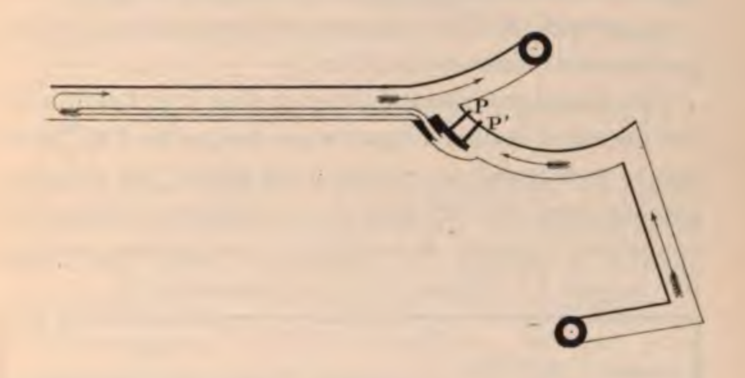
Le développement total de l'ensemble de ce percement mesure une longueur de 640 mètres.

Première Période

Nous conformant aux principes généraux, énoncés dans les précédents paragraphes, et dont nous avons prouvé l'importance, nous avons, au cours de *cette période*, amené l'air pur, aux fronts de l'avancement, au moyen d'une *canalisation soufflante*, constituée par un cloisonnement séparant le traçage au rocher en deux compartiments de sections différentes. La résistance artificiellement créée pour combattre le court circuit, était constituée par deux portes jumelles, enclanchées, PP, P'P', barrant le courant et le forçant à s'engager dans le compartiment d'arrivée d'air.

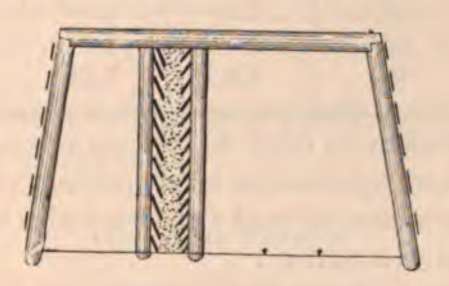
Le diagramme de l'aérage est représenté par le schéma ci-dessous :

L'air pur descend du jour par le puits Villiers ; une fraction du courant total circulant dans ce puits, se détache à hauteur de la recette ouverte en 12ᵉ couche, suit la communication A B C, s'engage dans une gaine, nourrit les fronts de l'avancement et fait directement retour au puits d'appel, puits de la Pompe. Les produits



fournis par l'avancement de la galerie au rocher sont évacués sur le puits d'extraction, en franchissant les doubles portes conjuguées PP-P'P'.

La *gaine* était constituée suivant le mode généralement employé dans le bassin de la Loire.



Deux lignes de poteaux verticaux, laissant entre eux un intervalle de $0^m,20$ environ, forment l'ossature de la

cloison, composée de planches, dites givordes, de $0^m,018$ d'épaisseur, s'appuyant sur les poteaux et posées à recouvrement. Le vide laissé libre par les planches est comblé avec de la terre qu'on pilonne fortement, jusqu'à refus.

Ce n'est pas sans raison que les étais sont disposés à l'extérieur de la carcasse en planches : si un mouvement du sol les brise, leur remplacement est plus simple que s'ils sont noyés au milieu du tampon de terre.

Le croquis ci-dessus figure le cloisonnement réalisé par la construction de la gaine.

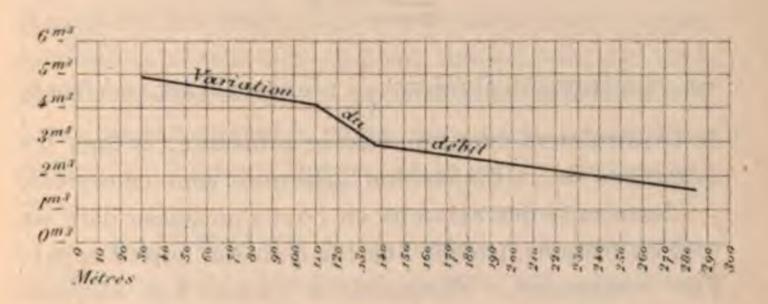
Des jaugeages effectués avec le plus grand soin nous ont permis d'évaluer l'importance des pertes d'air, alors que le percement au rocher avait atteint un développement total de 285 mètres. Le tableau suivant fait connaître l'intensité du courant, en des stations repérées par rapport à l'origine du travail préparatoire.

NUMÉROS des stations	DISTANCES des stations à l'origine.	VOLUME d'air mesuré	ECART entre le volume mesuré et le volume initial.	
			En m3	En °/o
1	0	$4^{m3},988$	0,204	»
2	15^m	4,784	0,204	4,09
3	110	4,140	0,848	17,00
4	135	2,910	2,078	41,65
5	215	2,094	2,894	58,00
6	285	1,530	3,458	69,32

Les variations du débit, de l'origine à l'extrémité de la gaine, sont représentées graphiquement par le diagramme ci-contre, qui rend d'une façon plus saisissante l'importance des pertes.

Plus loin, dans un article spécial, nous ferons connaître les causes d'ordre général rendant pour ainsi dire inévitable cette déperdition de l'intensité du courant

d'air cheminant à travers une gaine. Frappé de la modicité du volume d'air dont nous disposions pour aborder une couche, non encore drainée, reconnue



antérieurement sujette à des dégagements de grisou violents et abondants, nous n'avons pas hésité, après expérience faite à nos dépens, à substituer à ce mode peu satisfaisant de cloisonnement, une canalisation de grande section ($1^{m^2},121$) rectangulaire, en bois, pour laquelle nous avons déterminé, dans la première partie de ce mémoire, le coefficient de perte de charge. *A priori*, nous étions persuadé que l'accroissement de dépense résultant de cette transformation serait plus apparent que réel, et qu'il y aurait finalement économie à faire usage d'un procédé de ventilation permettant d'entreprendre un long travail, en toute sécurité, et *sans la moindre discontinuité* : la pratique a confirmé nos prévisions, et réalisé nos espérances, ainsi qu'on le verra plus loin.

Nous arrivons à la *seconde période* comprenant le percement au charbon.

Deuxième Période

Sur toute la longueur de la galerie en traçage a été installée une canalisation rectangulaire en bois de $1^m,500$ de hauteur et 0^m750 de largeur, décrite en détail dans un des paragraphes suivants.

Pour les raisons déjà indiquées, nous avons adopté le *mode aspirant* : le rapport de la section de la canalisation à la surface libre de la galerie périphérique :

$$\frac{s}{S - s} = K$$

est relativement élevé $= \frac{1}{11}$; le courant arrive à fronts de l'avancement avec une vitesse suffisante, et tous les avantages de la disposition aspirante sont conservés.

L'extrémité des caissons en bois s'enchâsse dans un mur en briques, isolant l'entrée d'air du puits d'appel : l'air contaminé, cheminant à travers les caissons s'écoule ainsi directement dans le puits de retour d'air, sans rencontrer le long de son parcours aucune lampe d'ouvrier. Les causes d'inflammation, au cas où se produirait un dégagement abondant de grisou, sont par suite totalement supprimées.

Avec cette disposition, aucune porte n'est nécessaire : l'évacuation des produits se fait, sans troubler en quoi que ce soit la ventilation du long boyau à aérer ; seule, une porte à guichet, placée à la base de l'arrivée d'air, au voisinage du puits Villiers, limite à la valeur nécessaire le volume d'air destiné à alimenter le traçage. Ainsi se trouve réalisée d'autre part, cette condition, pour nous, très essentielle, de la suppression absolue de tout court circuit.

Nous bornant, pour l'instant, à des généralités sur l'aménagement de l'aérage, nous parlerons plus loin du débit d'air que cette canalisation nous a permis d'obtenir à fronts de l'avancement.

§ 3°. — Creusement de la galerie au rocher

Toute la partie en palier A. B. C. D. de la galerie au rocher a été creusée à bras, parce que notre installation

de compresseurs d'air, dont nous avons muni le puits de la Pompe, n'était pas encore achevée.

Au sommet de la partie inclinée FG, nous avons établi un treuil Sautter-Lemonnier, mû à l'air comprimé, dont il avait été fait usage, dans notre Société, pour l'approfondissement sous-stot du puits Saint-Louis, en 1881. Pendant toute l'exécution du percement, ce treuil a servi à remorquer suivant la pente, de G en F, les produits, roches ou charbon, fournis par la marche de l'avancement.

Le plan incliné FG a été creusé à la perforation mécanique, dont l'emploi était justifié par cette double raison: nécessité d'une marche rapide, dureté très grande des terrains à traverser. Les roches qui séparent la 12e couche de la 13e couche sont composées de grès fin et de schistes durs, la proportion des premiers dans l'ensemble étant d'environ 50 %.

Nous avons adopté, comme outil, la perforatrice Burton Eclipse n° 5, dont l'usage est fort répandu dans les mines du Nord et du Pas-de-Calais, et qui a, pour des galeries inclinées, l'avantage spécial d'être très légère et très maniable. La section fixée pour cette galerie était de $4^m/2^m$: ces dimensions étaient imposées par la nécessité de créer un large retour d'air à l'exploitation du groupe supérieur.

Nous condensons ci-dessous quelques renseignements numériques qui peuvent avoir leur intérêt :

Organisation du travail

Le travail du creusement, à la perforation mécanique, a commencé le 4 avril 1894 et s'est achevé le 9 novembre de la même année ; pendant ce laps de temps on a creusé $162^m,70$ de galerie, soit un avancement de, $0^m,840$ par journée de travail.

Le personnel occupé à ce creusement comprenait trois équipes de trois ouvriers se relayant au chantier, de 8 heures en 8 heures, et conduisant deux perforatrices, marchant simultanément. Le travail était organisé comme suit : chaque poste forait ses trous de mine, faisait le sautage et procédait à l'enlèvement des déblais ; le tirage des coupes de mine s'effectuait à l'électricité au moyen d'une machine Borhnardt. — On faisait uniquement usage de l'explosif de sûreté *grisoutine-roche*.

La profondeur moyenne des trous de mine a atteint *1m 08* : avec des roches très dures, et un explosif d'une puissance limitée, on n'a pas intérêt à accroître, au-delà d'une certaine valeur, la profondeur des trous ; les culots sont toujours à craindre, et leur reprise que les ouvriers, contrairement à toutes les prescriptions réglementaires ou administratives, sont tentés de faire, constitue un réel danger.

Prix de revient

Nous grouperons les dépenses du creusement de cette galerie en trois chapitres :

1° Dépenses du *creusement proprement dit* : comprenant la main-d'œuvre de forage, le coût des explosifs et des amorces, les frais d'entretien des perforatrices et de l'outillage.

2° *Dépenses d'enlèvement des déblais* et de *boisage* comprenant le chargement des déblais, leur remorque sur la pente jusqu'au sommet F du plan incliné, leur roulage jusqu'à la recette d'extraction et leur chargement en cages, les frais de boisage de la galerie (main-d'œuvre et fournitures) le coût de la confection et de l'entretien de la gaine.

3° *Dépenses en air comprimé* : ces dépenses sont

relativement faibles parce que les compresseurs et les ventilateurs du puits de la Pompe sont conduits par les mêmes mécaniciens.

DÉSIGNATIONS	CHAPITRE 1	CHAPITRE 2	CHAPITRE 3	TOTAL
Sommes totales.....	18.417f,65	16.045f,40	3.120f,15	37.583f,20
Prix de revient par mètre.	113,20	98,60	19,10	230,90

La consommation de cartouches de *grisoutine-gomme*, pour l'exécution intégrale de ce travail, a été:

Poids = 915 kg.
Coût = 3.477 fr.

Le nombre d'amorces électriques de 1m500 de longueur employées au sautage, a été de 3.460, représentant une dépense de :

$$3.460 \times 0,375 = 1.297^{f},50$$

La *dépense d'explosifs* par *mètre courant* de galerie creusée s'est, par suite, élevée à :

$$\frac{4,774^{f},50}{162} = 29^{f},460$$

L'entretien des perforatrices a exigé une somme de 888 fr. 65, soit, par mètre courant :

$$\frac{888^{f},65}{162} = 5^{f},45$$

OBSERVATIONS

Dans le prix de revient que nous venons de consigner sont classées, sans exception, *toutes les dépenses* de toutes natures, se rapportant au percement.

Le prix relativement élevé auquel on est arrivé est justifié par :

1° L'importance très considérable des frais de transport des déblais qu'un service spécial de roulage devait conduire au puits d'extraction.

2° Par le coût de l'établissement d'une *gaine* soignée pour la circulation de l'air, et le maintien du boisage en parfait état, dans des terrains qui quoique durs à l'abatage, ont tendance à se déliter et à former des cloches.

3° Par les dimensions exceptionnelles de la galerie creusée suivant une pente de $0^m,33$ par mètre.

4° Enfin, par l'usage d'explosifs de sûreté dont l'effet utile est bien inférieur à celui de la dynamite-gomme : la différence de prix ne compensant pas la diminution de puissance. Le sautage simultané des mines par l'électricité n'est pas toujours économique, et les amorces électriques coûtent beaucoup plus cher que les amorces ordinaires.

Malgré toutes ces considérations, le prix de creusement proprement dit, dans ces roches dures, a été de près de 50 % inférieur à celui qu'aurait coûté la perforation à la main. L'avancement réalisé par journée de travail a été double de celui qu'on aurait atteint à bras : l'emploi de la perforation mécanique, pour l'exécution de cette galerie au rocher, nous a donc, en résumé, donné d'excellents résultats.

§ 4me. — Creusement de la galerie au charbon.

Les dispositions générales d'aménagement de l'aérage, décrites au § 2me, ont été complétées par des mesures spéciales de précaution contre le grisou, que nous allons successivement passer en revue, et qui se résument ainsi :

a) Forage méthodique de trous de sonde.

b) Enregistrement continu des teneurs en grisou.

c) Chasse possible du gaz dégagé au moyen de l'air comprimé.

a) Forage méthodique de trous de sonde

L'efficacité de cette pratique est assez contestée : on reproche aux sondages de ne fournir que des indications insuffisantes, de créer parfois une source de danger en affaiblissant la résistance du front du chantier ; on ajoute que leur exécution n'est pas toujours possible et qu'elle est de nature à apporter une entrave à la rapidité de l'avancement (1).

Nous avons décrit longuement dans une note spéciale publiée par le *Bulletin* de la Société de l'Industrie minérale, la méthode dont nous faisons usage depuis 1894 et que nous continuons à appliquer dans l'exploitation de la 13e couche du puits Villiers. Nous n'aurions garde de prétendre qu'elle réalise, dans tous les cas, une solution complète du difficile problème de la lutte contre le dégagement subit et abondant de grisou.

Nous pensons néanmoins pouvoir formuler ici un certain nombre d'observations, dont quelques-unes tirent leur autorité d'une expérience ininterrompue de plusieurs années :

1° Les indications fournies par les sondages sont incomplètes en raison de l'extrême irrégularité de la pression du grisou renfermé dans la houille, et de l'énorme différence de perméabilité du massif, dans des zones voisines : c'est là un fait prouvé par l'expérience. Cette constatation ne doit pas cependant avoir pour conséquence de faire rejeter en bloc, comme le dit très

---

(1) Note de M. Delafond, inspecteur général des Mines.

bien M. l'Inspecteur général Delafond, un remède préventif qui n'a qu'un défaut, celui de ne pas s'appliquer sûrement à tous les cas.

2° Si, par la statistique, on arrive à démontrer que le sondage a évité plus d'accidents qu'il n'en a occasionné, c'est un remède à recommander. C'est ainsi que nous employons cette mesure avec confiance : étant donné l'ensemble des conditions multiples présentées par la houille de la 13e couche, le sondage n'a jamais provoqué aucun dégagement subit, depuis 6 années ; par contre, plusieurs fois, au cours de cette longue période, il nous a révélé une répartition anormale de la pression, nous signalant, *par avance*, des zones critiques que les dépilages n'ont abordées qu'avec d'extrêmes précautions.

3° D'ailleurs, si la pratique des sondages *méthodiquement* échelonnés pèche par l'insuffisance des renseignements qu'elle procure à l'exploitant, c'est surtout lorsqu'il s'agit de chantiers présentant un front d'abatage d'une très grande surface : il est clair qu'on ne peut, dans ce cas, multiplier, sans faire des dépenses qui pèseraient trop lourdement sur le prix de revient, les trous pénétrant dans le massif.

Lorsqu'il s'agit, au contraire, d'une galerie creusée en traçage dans une couche grisouteuse, et dont la section n'excède pas 8 à 10 mètres carrés, on comprend que les sondages, beaucoup plus rapprochés les uns des autres, aient plus de chance de ne point passer à côté des « *massifs explosibles* ».

4° La dernière critique formulée consiste dans la sujétion qu'entraînent la pratique suivie de forages et le *ralentissement dans la vitesse* d'avancement qui en est la conséquence.

Si on ne considère que le côté purement économique

de la question, on peut répondre que, dans une mine fort grisouteuse, la sécurité s'achète à un prix variable, mais dont on doit accepter le taux, toutes les fois qu'on n'est pas acculé à un prix de revient trop élevé.

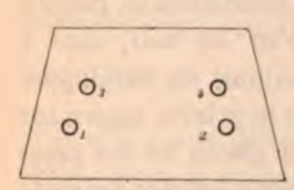
Il est certain que la rapidité de l'avancement sera diminuée, mais ce qui peut paraître *a priori* un gros inconvénient, offre au contraire dans certaines conditions l'*avantage* d'accroître la sécurité : une marche à vitesse modérée est recommandable lorsque la couche dégage beaucoup de grisou, c'est un principe qui a force de règlement en Belgique, par exemple, et dont la valeur est justifiée par l'expérience.

Or, rien ne s'oppose à ce que l'organisation d'un chantier en traçage, ouvert dans une couche grisouteuse, soit établie sur les bases suivantes : marche à deux postes continus de 6 heures du matin à 2 heures de l'après-midi, et de 2 heures à 10 heures du soir : arrêt du travail de 10 heures du soir à 6 heures du matin *employé au forage des trous de sonde*.

C'est ainsi que nous avons organisé le travail.

Distribution des trous de sonde.

Les trous de sonde avaient des dimensions invariables, 0m,060 de diamètre, 7 mètres de profondeur. Ils étaient creusés à 1 mètre environ au-dessus du sol, tantôt à droite, tantôt à gauche du parement de la galerie.



On enfonçait le tube en laiton, de 0,020 de diamètre servant à la mesure des pressions, sur une profondeur de 4 mètres et on bourrait fortement sur la même profondeur avec de l'argile bien damée l'espace annulaire compris entre les parois du trou et celle du tube de prise. Cette disposition nous permettait de faire, pour

tous les trous de sonde, des observations, sinon rigoureuses, du moins comparables entre elles. La chambre dans laquelle s'évacuait le gaz dégagé par le percement, était ainsi constituée par un cylindre droit de $0^m,06$ de diamètre et de 3 mètres de hauteur.

L'avancement journalier moyen réalisé à deux postes oscillait entre $1^m,50$ et 2 mètres. Le lundi, par exemple, on forait le trou n° 1, et on notait soigneusement la pression du gaz en centimètres de mercure, et le débit, par minute, en litres de grisou dégagé. Le mardi, le front d'avancement s'était déplacé de $1^m,50$ environ : on creusait le trou n° 2, et on faisait la même série d'observations ; on continuait à noter celles que fournissait le trou n° 1. Le mercredi, on creusait le trou n° 3, le jeudi le trou n° 4 et ainsi de suite. Il était possible, par ce moyen, d'arriver à posséder un ensemble de connaissances sur la répartition des pressions, dans le massif à abattre, et cela, en ayant toujours un sondage, marchant en éclaireur, à 7 mètres en avant du front de l'avancement.

Résultats des observations.

Le travail du creusement en couche a été attaqué le 25 février 1895 et poursuivi, sans discontinuité, jusqu'à son complet achèvement. Jusqu'au 15 mai, date à laquelle le traçage en couche mesurait un développement total de $95^m,10$, ayant atteint le point *o* repéré sur le plan (voir Pl. X) les débits en grisou et les pressions accusés par les trous de sonde n'avaient présenté aucune anomalie ; leur valeur moyenne était assez régulière et était comprise entre les limites suivantes :

Pression : de $0^m,12$ à $0^m,40$ de mercure.

Débit : de 5 litres à 13 litres.

Brusquement, sans aucun autre indice précurseur, sans aucune modification apparente dans la composition

de la couche, et dans la nature du charbon fourni par l'abatage, le *16 mai*, notre avancement a pénétré, *sans transition*, dans une zone à haute pression.

Un trou de sonde foré sur le parement de droite de la galerie descendante, accusa une pression de *106 centimètres de mercure*, pour un débit en grisou de 8 litres à la minute.

Le lendemain, *17 mai*, un trou creusé à gauche, et de $7^{m},40$ de profondeur, bourré sur 4 mètres de hauteur, décelait une pression tout à fait *anormale*, en raison de son taux qui atteignait *3 kilos 500*, pour un débit de 6 litres.

Très perplexe, en présence d'une semblable constatation, je donnai l'ordre de suspendre le travail d'abatage à l'avancement, et de forer un nouveau trou à droite; la pression révélée par ce sondage fut inférieure à l'autre, et ne dépassa pas $0^{m},55$ de mercure, pour un débit de $1^{l},750$. Le trou de gauche continuait à marquer $3^{k},500$.

On reprit le 20 mai l'avancement à un seul poste, et le 25, les pressions révélées par les forages retombèrent à leur taux moyen, habituellement constaté.

Il résulte de ces faits que du 16 au 25 mai 1895, nous avons pénétré dans un massif qui est resté à pression très élevée, et dont la profondeur était d'environ 4 à 5 mètres.

Conclusion.

Je n'ai pas la prétention de conclure d'une façon trop large ; mais si je rapproche ces résultats de ceux que j'ai eu l'occasion de faire connaître, en 1894, j'ai au moins le droit d'en déduire que la pratique *méthodique* et *systématique* des forages, précédant la marche de l'avancement, nous a permis d'être frappé des anomalies bizarres que présentait la répartition de la pression dans le massif de houille attaqué par notre creusement. Suis-je autorisé à dire que les mesures adoptées, arrêt

du travail, reprise du percement avec une allure ralentie, nous ont épargné les dangers d'une irruption soudaine de grisou, accompagnée du renversement du massif? Je n'ose l'affirmer, mais ce qu'il importe de constater c'est qu'au cours de deux traçages, effectués dans cette même couche, nous avons eu, alors que nous marchions sans faire précéder notre avancement de trous de sonde, des dégagements instantanés, tandis que, dans le percement dont nous traçons ici l'historique, nous n'avons jamais eu à enregistrer semblable manifestation.

Il ne semble donc pas téméraire de penser que la méthode qui vient d'être décrite, en nous révélant de grandes anomalies, nous a permis de nous tenir sur nos gardes, et nous a incité à faire emploi de mesures de précaution que nous n'aurions pas été amené à prendre.

b) Enregistrement continu des teneurs en grisou

Nous avons donné la description d'un appareil que nous avons combiné pour opérer automatiquement et d'une façon continue des prises d'air grisouteux et que nous avons dénommé « *autocapteur* » (1).

Cet appareil dont l'utilité est incontestable, d'une manière générale, si on veut bien se rendre compte du régime grisouteux d'une mine, donne des indications tout à fait précieuses, lorsqu'il s'agit de suivre, d'une manière très attentive et soutenue, les variations que peut présenter le débit en grisou fourni par un ouvrage préparatoire.

Si nous avions eu, à un instant quelconque, des bouffées importantes de gaz, nous aurions pu, de la sorte, nous faire une exacte idée de l'amplitude du phénomène.

---

(1) Voir *Annales des Mines*.

L'*autocapteur*, composé de 6 flacons de 250 centimètres cubes de capacité, aspirant des prises d'une heure de durée, était placé, près du front de l'avancement, dans l'intérieur même de la canalisation en bois, rectangulaire, de $1^{m},500 \times 0,750$. Toutes les six heures, on opérait le remplacement des flacons, effectuant ainsi, dans la journée, 24 prises d'air grisouteux qui étaient de suite analysées à notre laboratoire, par la méthode des limites d'inflammabilité, en faisant usage de l'appareil combiné par M. Lebreton, professeur à l'Ecole des Mines de Saint-Etienne.

Pour un *volume d'air* arrivant utilement à *fronts de l'avancement*, et d'une intensité sensiblement constante de *cinq mètres cubes* à la seconde, la teneur moyenne en grisou observée dans le retour d'air a été de 0,3 %, avec des minima de 0,1 %, des maxima de 0,5 % : la partie amont de la descente a, dans son ensemble, donné un dégagement un peu plus abondant que la partie aval.

Ces chiffres se passent de commentaires : ils justifient les dépenses que nous avons engagées et l'installation que nous avons *faite d'une canalisation très peu résistante*, apte à nous fournir, à 600 mètres du point origine du traçage, un courant d'air très puissant.

Si, comme dans beaucoup de cas, nous nous fussions contenté d'une canalisation longue de 600 mètres donnant par exemple *un mètre cube*, à son extrémité, les teneurs en grisou auraient atteint, au minimum, 1,5 % et, au maximum, 2,5 % : autant dire que ces conditions auraient rendu le travail impraticable.

Au cours du percement, nous n'avons jamais constaté, en *arrière de l'avancement*, la moindre traînée de gaz : quand nous avons trouvé du grisou marquant à la lampe, c'est toujours au front même du chantier, généralement sur le parement de gauche de la descente, en couronne, en très faible quantité : ces constatations

ont d'ailleurs été fort peu nombreuses, on n'en a fait que cinq pendant toute la durée d'exécution du percement.

L'avancement journalier moyen correspondait à un abatage de 24 tonnes de houille. Le cube d'air arrivant à l'avancement était, en 24 heures, si on table sur une intensité par seconde de 5 mètres cubes, de :

$$5 \times 60 \times 60 \times 24 = 432.000^{m^3}$$

Il en résulte que, suivant la teneur en grisou admise pour le retour d'air, de 0,3 °/₀ ou de 0,5 °/₀, la quantité de gaz dégagé par tonne de charbon abattue était de :

$$\frac{3 \times 432}{24} = 54 \text{ mètres cubes}$$

ou de :

$$\frac{5 \times 432}{24} = 90 \text{ mètres cubes}$$

Il est intéressant de comparer ces chiffres à ceux que fournissent *actuellement* les travaux en pleine *exploitation* de la même couche. Dans le sous-étage n° 1, dont les chantiers sont partie en *tranche du toit* sur charbon, partie en *tranche du mur* sous remblais (1), le volume d'air total est de 16 mètres cubes pour un tonnage journalier moyen de 300 tonnes.

La teneur du retour d'air général de ce quartier oscille entre 0,3 °/₀ et 0,4 °/₀, ce qui conduit au chiffre de 16 à 20 mètres cubes de grisou degagé par tonne abattue.

On a là une donnée numérique sur la différence existant entre le régime grisouteux d'un traçage et celui d'une exploitation, dans la même couche.

---

(1) La 13me couche, dont la puissance est comprise entre 4 et 5 mètres, est exploitée par la méthode des tailles inclinées en 2 *tranches*, prises en descendant; on enlève d'abord la tranche supérieure et on prend la deuxième tranche lorsque les remblais de la première sont suffisamment tassés.

c) Chasse possible du gaz par un jet d'air comprimé

Dans un mémoire publié par M. Dufrane (1), ancien ingénieur des mines de l'Agrappe, l'emploi de l'air comprimé comme adjuvant précieux dans le creusement de galeries ouvertes dans les couches sujettes à dégagement instantané, est vivement recommandé.

Nous avons mis à profit ces indications, résultat de la longue expérience acquise par cet ingénieur dans la lutte contre le grisou. Plus récemment, M. l'Inspecteur général des mines Delafond, dans la note citée plus haut (2), considère « l'emploi de l'air comprimé comme très rationnel dans les mines à dégagements instantanés et de nature à rendre de grands services au point de vue de la sécurité des ouvriers ».

Le front de notre chantier était régulièrement suivi, et par la canalisation à grande section, et par une conduite d'air comprimé, munie à l'avancement même et tous les 50 mètres environ à l'arrière, de robinets de prise. Nous n'avons heureusement jamais eu les expansions subites que nous pouvions redouter, mais, en cas de dégagement, le gaz aurait été vraisemblablement happé par le caisson de $1^{m^2},12$ de section, et les ouvriers qui avaient à leur disposition le moyen d'ouvrir les robinets de la conduite n'auraient sans doute pas omis de le faire : de la sorte, la chasse ainsi déterminée aurait activé l'aspiration et, en cas de bouffée remontant le courant d'air, le personnel aurait pu respirer de l'air pur.

---

(1) *Bulletin* de la Société de l'Industrie Minérale, tome I, 2me livraison, 1887.

(2) *Annales* des Mines, tome X, 1896.

§ 5me. — Canalisation employée.

1° — Conditions générales auxquelles devait satisfaire la canalisation

Les chiffres que nous avons donnés plus haut sur le dégagement de grisou par tonne de charbon abattue dans le traçage, démontrent qu'on avait raison de prévoir la nécessité d'un courant d'air de grande intensité.

En partant du chiffre de 5 *mètres cubes* comme devant être obtenu à 600 mètres de l'origine du percement, il est facile de préciser la dépression *motrice* qu'eût absorbée la circulation de ce volume d'air à travers un des types de tuyaux couramment employés pour l'aérage de travaux en cul-de-sac. Il suffit, pour cela, de nous rapporter (1) à la première partie de cet ouvrage, qui renferme les diagrammes que nous avons tracés, donnant la dépression motrice absorbée pour une longueur déterminée d'une canalisation métallique, parcourue par un courant de volume connu.

Le tableau ci-contre indique la seule *dépression* nécessaire pour faire circuler, au total, 5 mètres cubes d'air dans différents types de canalisation : il suppose, pour simplifier la question, *l'absence de coudes,* et ne tient pas compte de la part de dépression nécessaire pour faire cheminer le volume d'air appelé dans le compartiment d'arrivée d'air du traçage.

---

(1) Voir 1re partie.

DÉSIGNATION du type de canalisation supposé adopté.	VOLUME d'air supposé circulant dans chaque ligne de la canalisation.	VITESSE du courant dans chaque ligne de conduite.	DÉPRESSION absorbée par chaque ligne.	DÉPRESSION totale en mètres d'eau.
4 lignes de tuyaux de 0m33	1m³,256	14m	0m,412	1m,648
3 lignes de tuyaux elliptiques..............	1,650	10	0,150	0,450
2 lignes de tuyaux de 0m60	2,544	9	0,070	0,140
1 ligne de tuyau de 1m00	5,497	7	0,022	0,022
1 ligne de caissons en bois de 1m × 0,75...	5,250	7	0,032	0,032
1 ligne de caissons en bois de 1m,50 × 0,75	5,625	5	0,014	0,014

Les données de ce tableau montrent qu'il y avait impossibilité presque absolue à faire arriver à fronts de notre traçage le volume d'air que nous jugions nécessaire, en employant les canalisations *de type courant*, sans recourir à l'aide de la ventilation *secondaire*.

Logiquement, nous étions donc conduit ou à installer dans la mine un *ventilateur* de relai, ou à donner une très large section au compartiment de retour d'air en pratiquant un cloisonnement au moyen d'une gaine, et créant ainsi ce qu'on nomme un *kernet* dans le bassin du Nord, un *royon* dans le bassin Belge.

Passons en revue chacune des deux solutions qui se présentaient à nous.

2° De la ventilation secondaire, ses avantages, ses inconvénients.

Lorsqu'on branche un circuit dérivé, constituant un travail préparatoire, sur un circuit principal d'une mine, on est amené, comme nous l'avons vu, à créer des résistances appropriées pour obliger une branche du

courant à aller nourrir l'avancement, après s'être détachée du courant principal. Que cette résistance soit constituée par des portes à guichet, ou par des toiles obstruant plus ou moins complètement la galerie maîtresse, dans la majorité des cas, cette disposition exige une *dépression notable*, d'autant plus importante qu'on fait usage de canalisations plus étroites, pour un travail comportant un développement donné.

Depuis de longues années déjà, les auteurs ont conseillé, en pareil cas, le recours à la *ventilation secondaire*, dont l'objet réside dans la création, en un point déterminé, d'une dépression locale agissant sur le circuit d'un travail préparatoire, et engendrée par un petit ventilateur placé dans l'intérieur des travaux.

Dès 1875, M. Devillez écrivait dans son remarquable ouvrage sur la ventilation des mines (1) :

« Il y a un bénéfice considérable à appliquer un « ventilateur mû par un moteur quelconque, à l'extré- « mité d'un canard ventilant un montage, ou un « travail en vallée, au lieu de compter sur la dépression « générale de la mine pour ventiler ce travail prépa- « ratoire. »

Beaucoup de Sociétés houillères ont fait, depuis lors, de nombreuses applications de ce principe en employant comme agent de force motrice *l'air comprimé*.

Tout récemment, le règlement sur les mines à grisou édicté par l'Administration, a formulé la prescription suivante :

« ART. 5. — Toute mine franchement grisouteuse doit être munie de moyens de ventilation à air comprimé ou de tous autres moyens mécaniques d'une efficacité équivalente, pour assurer l'aérage auxiliaire de travaux particuliers ou exceptionnels. »

---

(1) Page 74.

Je suis loin de méconnaître les avantages qu'on peut retirer de semblables moyens, mais, au risque d'émettre une idée quelque peu controversable, je me demande si, d'une manière générale, dans les mines françaises, on n'est pas allé un peu loin dans la voie de l'emploi systématique de la ventilation *secondaire* par l'air comprimé.

N'est-il pas exact d'affirmer que, sauf dans certaines mines particulières, on s'est peu préoccupé d'atténuer les résistances des circuits dérivés, et qu'on a, de la sorte, considéré comme une nécessité de disposer de dépressions supplémentaires produites par des appareils annexes ?

Or, il n'est pas démontré, en se plaçant simplement au *point de vue économique*, qu'on n'ait pas souvent avantage à élargir le circuit, ou à faire emploi de canalisations larges, peu résistantes, plutôt que de recourir à l'emploi de l'air comprimé.

Je ne pose pas une *conclusion générale* : l'élargissement des circuits, l'emploi de canalisations à grande section, exigent un certain nombre de conditions qui ne peuvent être toujours, en tous cas, remplies : plus faciles d'application dans les couches de houille puissantes, à toit non ébouleux, elles sont d'une réalisation moins commode, dans les grandes couches, à terrains de recouvrement très friables et pesants, dans les couches minces du Nord et du bassin belge.

Mais, à notre avis, toutes les fois que ces conditions de réalisation pourront être obtenues, mieux vaudra la ventilation *directe* que la ventilation *secondaire*.

En effet, nous partons du principe suivant, qui ne nous semble pas pouvoir être contesté : « La sécurité de l'avancement d'un circuit en flèche, créé par un travail préparatoire, ne dépend pas uniquement de l'intensité du courant qui l'alimente, elle dépend beau-

coup aussi de sa continuité. » Par conséquent, moins les rouages concourant à cette ventilation dérivée seront complexes, plus on se rapprochera de la disposition-type de l'aérage.

Or, la *ventilation secondaire* à l'air comprimé suppose un grand nombre d'intermédiaires : une canalisation générale placée dans la mine, une conduite branchée sur la première et amenant l'air, un moteur enfin qui actionne un ventilateur.

Un joint de la conduite peut sauter, une avarie quelconque peut survenir au petit moteur, à sa courroie, au ventilateur, la sécurité repose sur le fonctionnement parfait, sans aucune *discontinuité* de tous ces organes. Or, si on suppose un arrêt du ventilateur secondaire, cet arrêt dans un traçage ouvert en couche très grisouteuse, peut malheureusement *coïncider* avec une expansion abondante de grisou, et créer un réel danger à fronts de l'avancement ; les accidents sont souvent le résultat de ces concordances déplorables.

Avec la *ventilation primaire*, tous ces inconvénients sont évités : toute mine à grisou, franchement grisouteuse est obligatoirement dotée de « deux ventilateurs équivalents avec machine distincte, susceptibles chacun d'assurer l'aérage normal de la mine », il n'y aura donc jamais interruption prolongée de la ventilation de la mine ; au reste, si des accidents se produisent aux ventilateurs *primaires* de la surface, leur nombre, en une période de temps déterminée, sera en général plus faible que pour les ventilateurs *secondaires*, moins robustes et plus exposés à la poussière et à l'humidité.

Si on s'attache à éviter les courts circuits par des dispositions judicieuses, l'aérage d'un travail préparatoire de long développement, produit sous la simple influence de la dépression mécanique ou d'une fraction

de cette dépression engendrée par le ventilateur de la surface, aura, selon nous, cette qualité essentielle, d'être *continu d'intensité* et d'échapper à toute *perturbation.*

Pour les motifs qui précèdent, notre mine se prêtant à l'emploi des canalisations de grande section, nous avons systématiquement rejeté *la solution* de la ventilation secondaire, pour l'aérage du percement en 13e couche.

3° DES GAINES, DE LEURS AVANTAGES ET DE LEURS INCONVÉNIENTS

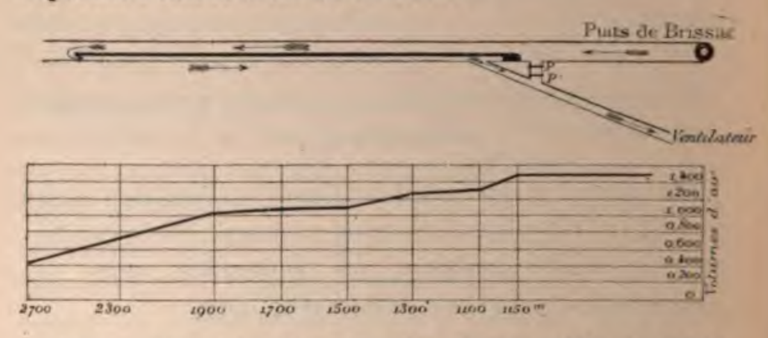
La gaine, ou kernet, est d'une construction assez commode : elle permet d'opérer aisément, par le cloisonnement qu'elle constitue, une séparation entre les compartiments d'entrée et de sortie d'air.

Nous avons vu, plus haut, qu'après une certaine durée de service, la gaine en terre laissait beaucoup à désirer sous le rapport de l'étanchéité. Il ne sera pas sans intérêt de rapporter ici les chiffres que je dois à l'obligeance de M. Marsaut, directeur des mines de Bessèges : le beau percement de Créal à Molières, effectué dans ces mines, mesure un développement de plus de 3 kilomètres. La galerie est au rocher, et de section représentée ci-dessous.



Elle est divisée en deux compartiments, d'inégale surface, par un mur en *maçonnerie* de 2 mètres de

hauteur sur $0^m,400$ de largeur, soigneusement crépi, et blanchi à la chaux. Le schema ci-dessous figure la disposition de l'aérage : le courant d'air pur venant du puits Brissac, va nourrir les fronts de la galerie, circule dans le compartiment de la gaine et débouche à l'autre extrémité dans le retour de la mine. Deux portes P P — P' P' placées à l'origine du percement, séparent l'entrée d'air de la sortie.



Ainsi qu'on le voit, entre les points 1050 et 2700, soit sur un parcours de 1650 mètres, les pertes d'air sont, au total, de $1^{m3},053$, et atteignent 70 °/₀ du volume jaugé à l'origine et égal à $1^{m3},489$.

Si on analyse les causes *générales* qui concourent à la déperdition d'air à laquelle les gaines, même bien installées, donnent naissance, on arrive aux déductions suivantes :

1° *L'inconvénient capital* présenté par les cloisonnements, en briques ou en terre, est qu'ils sont forcément soumis aux mouvements du terrain dans lequel est ouvert le traçage qu'ils aèrent : soit que le mur de la galerie se boursoufle, soit que son toit s'affaisse, la gaine est influencée par ce soulèvement ou cet abaissement du sol dans lequel elle est implantée. Les mouvements se traduisent par des fissures, d'amplitude variable, qui compromettent gravement l'étanchéité de la cloison.

Il est impossible de fixer d'avance ce que peuvent être ces mouvements ; en général, ils sont plus abondants et plus importants dans les galeries creusées dans la couche, que dans les travaux au rocher.

2° Le joint de la cloison avec le plafond et avec le sol de la galerie est difficile à réaliser, surtout avec une gaine construite suivant le type usité dans la Loire. Le damage de la terre dans la partie haute est très pénible et, en général, mal exécuté. Le soutènement du toit de la galerie au moyen de chapeaux parfois très rapprochés constitue autant d'anfractuosités difficiles à bien combler.

Plus le toit reste lisse, plus il devient commode d'assurer l'étanchéité du joint ; c'est ainsi qu'en creusant un redan, au sol et au toit d'une galerie au rocher, pour y encastrer le mur formant le cloisonnement, on peut améliorer sensiblement les conditions de l'installation.

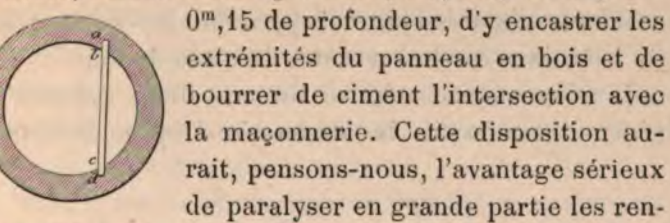
3° Lorsque le kernet est établi en bourrant de l'argile fortement damée entre deux lignes de planches qui l'enserrent et la maintiennent, il se produit un phénomène dû à *la dessiccation* qui nuit énormément à l'étanchéité, produisant des effets qui vont en s'aggravant. Il est évident que sous l'influence d'une circulation d'air active dans chacun des compartiments d'amenée et de retour, l'évaporation de l'humidité renfermée dans l'argile tend à se produire et à faire perdre à cette substance la plasticité qui constitue une de ses qualités. Nous avons pu nettement apprécier cette cause de déperdition lorsque nous avons démoli la gaine placée dans la galerie au rocher pour lui substituer la canalisation en bois. Nous avons trouvé de véritables conglomérats d'argile laissant entre eux des interstices nombreux. On s'explique d'ailleurs que

lorsque, pour une cause quelconque, affaissement du plafond par exemple, une circulation s'est établie d'un compartiment à l'autre, les rentrées d'air importantes qui s'opèrent par la fissure ont pour conséquence de hâter l'éclosion de cette prise en masses indépendantes, et de propager ainsi le mal de proche en proche. Ce n'est donc pas sans raison qu'on a l'habitude d'humecter les planches pour conserver à l'argile emprisonnée entre les poteaux, la plasticité qu'elle ne devrait jamais perdre. Nous attribuons à ce phénomène une part, au moins aussi active, dans la déperdition générale que nous avons observée, que celle qui est due à l'affaissement ou au soulèvement du sol.

Si on disposait de houille extrêmement menue et qu'on pût l'employer comme bourrage, sans avoir à craindre le danger résultant de la combustion spontanée, ce procédé serait plus efficace et cette substance ne serait pas sujette à se laisser, de cette façon, traverser par le courant d'air. Le procédé est d'ailleurs appliqué en Belgique, lorsqu'on pratique une communication, d'un étage à l'autre, au moyen d'une taille *montante ou descendante :* l'intervalle séparant les deux voies, d'entrée et de sortie d'air, est soigneusement comblé avec du menu fin.

4° Le joint avec le terrain reste toujours la difficulté primordiale à vaincre lorsqu'il s'agit d'un goyau ou d'une *gaine verticale*, telle que celles qu'on établit assez ordinairement dans certains puits, pendant la période de préparation d'un étage. En admettant que l'ensemble du panneau fixé sur les moises implantées dans le muraillement du puits soit imperméable à l'air, s'il est constitué de planches soigneusement assemblées entre elles et clouées sur ces moises, les causes de déperdition dues aux dislocations amenées par les mouvements de terrain et à la rusticité des joints restent entières. A notre avis, il conviendrait pour perfectionner

ce joint de faire dans le revêtement du puits une rainure verticale, suffisamment profonde, *a b*, *c d*, de $0^m,10$ à



$0^m,15$ de profondeur, d'y encastrer les extrémités du panneau en bois et de bourrer de ciment l'intersection avec la maçonnerie. Cette disposition aurait, pensons-nous, l'avantage sérieux de paralyser en grande partie les rentrées d'air qui s'opèrent d'un compartiment à l'autre par ces points spéciaux.

4° Principe de la canalisation employée

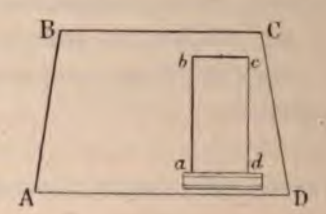
Nous avons été amené, logiquement, au principe qui nous a inspiré dans la création de la canalisation que nous avons employée pour le percement du Treuil.

D'une part, peu favorable à l'idée de l'utilisation de canalisations métalliques, de types ordinaires, qui eussent exigé, ainsi que nous l'avons vu, des dépressions trop élevées pour appeler le volume d'air dont nous avions besoin — *d'autre part*, pénétré, par expérience, des inconvénients capitaux de cloisonnements construits suivant le mode ordinaire, nous avons songé à créer un système qui participe à la fois aux avantages des conduites métalliques et à ceux des gaines de grande section, sans avoir les inconvénients que nous leur avons reconnus. En *principe*, nous avons voulu réaliser une canalisation de très grande section, disposée de façon à être complètement affranchie de l'influence des mouvements de terrain.

C'est en partant de cet ordre d'idées que nous avons installé une canalisation *rectangulaire* en bois, de $1^m,500$ de hauteur et de $0^m,750$ de largeur, ayant une section utile de $1^{m^2},120$, pouvant se loger facilement dans la galerie de larges dimensions que nous avions à creuser.

La canalisation et la galerie périphérique qui l'entoure sont, pour ainsi dire, deux galeries conjuguées, indépendantes l'une de l'autre, la première servant au retour de l'air, la seconde servant à l'arrivée de l'air.

L'indépendance relative de ces deux galeries est obtenue comme suit : le caisson *a b c d* repose, de distance



en distance, sur des rouleaux en bois, empêchant le contact du fond *a d* avec le sol, contact qui, par l'humidité qu'il entraînerait, contribuerait à une rapide détérioration. Entre les chapeaux B C de la galerie principale, et le plafond *b c* du caisson, règne un jeu suffisant pour que le boursouflement du sol et l'affaissement du toit soient sans action.

Dès qu'un chapeau B C se plie et a tendance à venir peser sur la face supérieure de la canalisation, on le remplace. Les bois C D du parement de la galerie périphérique voisins de la face verticale *c d* en sont également suffisamment espacés, pour que leur remplacement soit toujours possible.

La règle à adopter, en vue d'obtenir *pratiquement* que le boisage qui entoure le caisson ne vienne pas à le détériorer, est d'exiger, comme nous l'avons fait pendant toute la durée du percement, que le personnel occupé à l'avancement ait à emprunter, pour se rendre à son travail, l'espace vide *d c* D C.

Si, en *principe*, on est ainsi conduit à remplacer *chapeaux* et *poteaux* rapidement, il ne faut pas en conclure que ce soit une sujétion spéciale à ce type de canalisation.

La conduite amenant l'air à l'avancement n'eût-elle que des dimensions très minimes, on serait, de la même façon, obligé d'entretenir le tronçon de galerie situé à l'arrière de l'avancement avec les mêmes soins : la continuité d'un entretien irréprochable est de règle lorsqu'on occupe des ouvriers à fronts d'un traçage constitué par une galerie *unique*.

Nous avons fait choix du *bois*, de préférence au métal, dans la construction de la canalisation, pour plusieurs raisons : d'abord, n'étant pas à l'origine assuré d'obtenir par ce système des résultats satisfaisants, nous avons reculé devant le coût énorme de premier établissement qu'eût représenté l'acquisition d'une canalisation de cette section, et de 600 mètres de développement ; il eût été quelque peu téméraire d'engager ainsi, à la légère, une semblable dépense. En outre, le bois se présentait à nous avec tous les avantages que comporte son emploi dans les travaux intérieurs, les facilités qu'il procure pour des raccords commodes, lorsque la canalisation, au lieu d'être entièrement rectiligne, comporte un certain nombre de changements de direction obligés.

D'ailleurs, le caisson en bois, de faibles dimensions, il est vrai, a été depuis longtemps d'un usage courant dans les mines : il a été, peu à peu, avantageusement remplacé par les conduites métalliques ; mais bien rarement, on a excédé pour ces dernières le diamètre de $0^{m},600$.

Une canalisation, en ligne unique, de caissons métalliques de la section que nous avons adoptée, aurait été fort coûteuse ; son *poids*, *par mètre courant*, n'aurait pas été inférieur (1) à *200* kilos ; le transport dans l'intérieur de semblables tronçons, et leur mise en place auraient exigé une main-d'œuvre très élevée.

(1) En supposant un caisson constitué par de la tôle de $3^{m}/^{m}$, renforcée par des cornières.

5° Description de la canalisation

La canalisation (voir planche XI) de forme rectangulaire est composée de tronçons mesurant 4 mètres de développement. Les panneaux, supérieur, inférieur et latéraux sont formés de planches en sapin de 0,025 d'épaisseur, soigneusement *bouvetées*; l'assemblage des faces horizontale et verticale se fait comme il est représenté sur le dessin. Les panneaux, supérieur et inférieur, de $0^m,750$ de largeur utile sont en une seule pièce ; les panneaux latéraux de $1^m,500$ de hauteur sont en deux pièces, de façon à en faciliter l'introduction dans les cages d'extraction et le transport dans les galeries de la mine.

Cinq cravates en bois, de $0^m,100$ de largeur et de $0^m,060$ d'épaisseur, une à chaque extrémité, les trois autres à $0^m,812$ d'intervalle, enserrent le caisson qu'elles entourent, et dont elles forment la carcasse extérieure.

Les éléments de ces cravates sont assemblés entre eux au moyen de vis à bois, et fixés sur les planches des panneaux au moyen de pointes, dont la tête est sur la surface interne.

La réunion des deux éléments des panneaux verticaux s'opère simplement au moyen d'une éclisse de $0^m,040$ d'épaisseur clouée sur les cravates.

Un semblable caisson, tout monté, pèse environ 265 kilos, soit 66 kilos le mètre courant : chaque élément est donc très commodément transportable et maniable ; c'est là une considération pratique sur laquelle je n'ai pas besoin d'insister.

Afin de ne pas laisser le front de la galerie en cul-de-sac sur une longueur égale à celle d'un caisson, on fait suivre l'avancement d'un tuyau *télescopique en toile*, de mêmes dimensions que la canalisation, que les mineurs dans leur langage imagé nomment un *accordéon*.

Lorsque ce tuyau a un développement de 4 mètres on lui substitue le caisson.

A l'aide de cette disposition le courant d'air est toujours amené à proximité des fronts du chantier.

Une semblable canalisation ne peut être employée normalement que pour l'aérage des chantiers ouverts dans le charbon; si on voulait s'en servir pour nourrir le front d'une galerie au rocher creusée à la perforation mécanique, il conviendrait de la renforcer, afin d'éviter la dislocation engendrée par le tirage simultané d'un grand nombre de coups de mine.

Nous pensons que, dans ce cas, il serait possible d'avoir une canalisation métallique de grande section, mobile, portée sur de petits trucks, qu'on déplacerait facilement au fur à mesure de l'avancement; cette canalisation se raccorderait, à une distance convenable des fronts du chantier, avec la ligne de caissons en bois qui échapperait ainsi probablement aux dislocations dont il vient d'être parlé.

6° Assemblage et joint

Les panneaux étant rapprochés bout à bout, de façon que leurs extrémités, très nettement affranchies, viennent en contact, le serrage des boulons les réunit en les soudant de façon invariable.

Nous avons fait usage avec succès, pour assurer l'étanchéité du joint, de *mastic* analogue à celui dont se servent les vitriers. On introduit cette substance dans le joint en la bourrant fortement avec un outil approprié.

Il était à craindre, *a priori*, que la circulation, à l'intérieur d'un semblable caisson, d'un courant d'air intensif, ne produise rapidement une dessiccation complète des fibres du bois le constituant, et n'arrive à

faire se disjoindre les planches des panneaux. Etant donné l'importance du bouvet, qui mesure $0^{m},01$ de hauteur, on comprend néanmoins que pour opérer une dislocation compromettant l'étanchéité, il faut supposer une dilatation de grande amplitude. Quoi qu'il en soit, pour parer à cet inconvénient à redouter, nous enduisons toutes les faces, interne et externe, d'une couche de goudron végétal, qui protège le bois contre l'action de l'humidité et empêche les fibres de se dessécher sous l'influence du courant d'air.

7° Prix de revient

Je donne ci-dessous le prix de revient détaillé de la construction de semblables caissons, que nous fabriquons nous-mêmes dans nos ateliers du Soleil :

Planches 20^{m^2}............	à 2^f00	= 40^f00
Pargues, 25 mètres courant.	à 0,35	= 8,75
Pointes, 5 kilos...........	à 0,30	= 1,50
Main-d'œuvre de fabrication.......		= 3,50
Ensemble........		= 53^f75

Soit, par mètre courant de longueur :

$$\frac{53,75}{4} = 13^f,450$$

La décomposition du prix de revient, pour le deuxième type de canalisation rectangulaire en bois dont nous faisons usage dans nos travaux, de dimensions égales à $\frac{1^m,000}{0^m,750}$ est la suivante :

Planches 17^{m^2}.............	à 2,00	= 34,00
Pargues, 20 mètres courants.	à 0,35	= 7,50
Pointes, 4 kilos...........	à 0,30	= 1,20
Main-d'œuvre de fabrication.......		= 2,50
Ensemble........		= 45^f20

Soit par mètre courant de longueur :

$$\frac{45^{f},20}{4} = 11^{f},300$$

On voit qu'en réduisant la section de 1/3, on n'abaisse le prix de revient que de 15,9 °/₀.

§ 6me. — Résultats obtenus.

1° Dépression motrice nécessaire

Lorsque la canalisation a eu atteint son développement maximum, soit 640 mètres de longueur, nous avons obtenu à fronts de l'avancement, pour une dépression de 50 millimètres d'eau donnée par le ventilateur mécanique de la surface, un volume de $4^{m^3},545$. — Quelle était la part de la dépression totale absorbée par la canalisation proprement dite ? Nous n'avons pas pu faire, à l'intérieur de la mine, de mesure directe de cette donnée intéressante, mais, si nous nous reportons aux résultats des essais effectués, au jour, sur ce genre de canalisation (1), il est aisé de calculer très approximativement la perte de charge totale correspondant à cette intensité du courant.

Le traçage, dans son développement, comporte quatre coudes brusques, deux à *angle droit* et deux d'angle égal à 45°.

Si nous ajoutons, suivant le mode que nous avons fait connaître, à la longueur totale, *la longueur équivalente à ces coudes*, nous obtenons :

---

(1) Voir la première partie de ce travail, page 527.

Developpement de la canalisation......	=	640m.
Longueur équivalente à deux coudes brusques de 90°........................	=	164m,70
Longueur équivalente à deux coudes brusques de 45°........................	=	46m,60
Ensemble........	=	851m,30

La formule :

$$h = \alpha \frac{Lpv^2}{S}$$

dans laquelle on fait :

$\alpha = 0{,}0002436$ | $v = 4^{m},058$
$L = 851^{m},30$ | $S = 1^{m^2},12$
$p = 4^{m},50$

donne :

$$h = 13^{mm},720$$

L'excédent, soit $36^{mm},28$, est absorbé par les puits d'entrée et de sortie, ainsi que par la circulation du volume de $4^{m^3},545$ dans une galerie sinueuse, et cadrée de 900 mètres environ de longueur.

2° Cube d'air arrivant a fronts de l'avancement

Périodiquement, nous faisions des mesures anémométriques, à l'entrée et à la sortie des caissons, afin de nous rendre compte de l'importance des pertes, au fur et à mesure du développement de la canalisation.

Pour *opérer le jaugeage*, il ne fallait songer à recourir, à l'intérieur des travaux, à l'artifice que nous avons employé à l'extérieur dans nos expériences sur la perte de charge.

Deux groupes d'observateurs, placés, l'un au débouché des caissons derrière le barrage dans lequel ils sont encastrés, l'autre à l'avancement du traçage, faisaient simultanément les mesures anémométriques.

Les sections de jaugeage amont et aval, étaient divisées en 9 compartiments, dont on faisait successivement occuper le centre par l'anémomètre ; cet appareil était placé sur une règle biseautée et était enclanché et déclanché à distance. On le laissait en stationnement, et en chacun des points 1, 2, 3... 9, pendant 3 minutes.

+1	+2	+3
+6	+5	+4
+7	+8	+9

Les montres des deux groupes d'observateurs étant supposées bien réglées, les anémomètres occupaient donc simultanément, à l'amont et l'aval, les mêmes points de la section de jaugeage.

Le tableau suivant résume le résultat de ces mesures, pratiquées à différentes époques, depuis la date de l'origine du percement au charbon, jusqu'à son achèvement.

DATES des jaugeages	LONGUEUR de la canalisation à la date des jaugeages	VOLUME d'air sortant par les caissons	VOLUME d'air entrant par les caissons	PERTES	DÉPRESSION produite par le ventilateur mécanique
25 Février 1895..	285^m	$5^{m^3}546$	$5^{m^3}260$	$0^{m^3}286$	45^{mm}
19 Juillet 1895...	490	5,370	5,127	0,243	53
28 Août 1895....	540	4,835	4,622	0,213	48
8 Octobre 1895...	590	4,750	4,479	0,271	46
11 Novembre 1895.	640	4,895	4,544	0,351	50

Ce tableau montre que lorsque le traçage est arrivé à son extrême développement, le volume d'air utile nourrissant l'avancement était encore de $4^{m^3}545$.

Ce résultat a été constaté par une commission composée comme suit :

Messieurs :

De Castelnau, ingénieur en chef des mines, directeur de l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

Lebreton, ingénieur au Corps des mines, directeur adjoint de l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

Leproux, ingénieur au Corps des mines, chargé de la surveillance de notre district.

Rateau, ingénieur au Corps des mines, professeur à l'Ecole des mines de Saint-Etienne.

Murgue, directeur des houillères de Montrambert et de la Béraudière.

Buisson, ingénieur principal des houillères de Montrambert et la Béraudière.

Faure, ingénieur divisionnaire de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

Servonnat, ingénieur ordinaire de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

§ 7me — Discussion économique

L'emploi d'une canalisation de grande section nous a permis de réaliser effectivement les conditions que nous nous étions posées, *a priori*, pour l'aérage de notre traçage. En industrie, il ne suffit pas d'atteindre le but qu'on se propose, il faut encore ne donner ses préférences qu'aux solutions compatibles avec le prix de revient. Il nous reste donc dans ce paragraphe, pour lever toute objection, à rechercher si le coût d'un percement aéré par ce procédé, excède et dans quelle mesure, — la dépense qu'aurait entraînée un traçage effectué suivant les modes ordinaires.

Comme point de départ de la discussion, nous devons admettre qu'en raison de l'utilité absolue de disposer, à fronts, d'un courant d'air de grande intensité, l'aménagement général de la ventilation, quel que soit son mode de réalisation, comportera, obligatoirement, de larges sections pour le cheminement du courant alimentant l'avancement.

Nous ne ferons, par suite, porter notre comparaison que sur les trois dispositions suivantes :

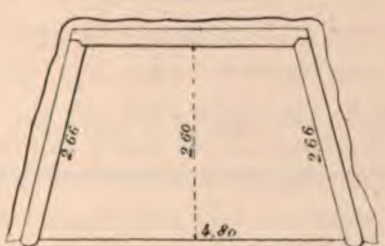
A. — Percement à voie simple, aéré avec caissons en bois de $1^m,500 \times 0^m,750$.

B. — Percement à voie simple, aéré à l'aide d'une gaine en terre, séparant la galerie unique en deux compartiments d'inégale section.

C. — Percement, à l'aide de deux descentes conjuguées reliées, de distance en distance, par des niveaux.

A. — Percement a voie simple, aéré avec caissons en bois.

Le prix de revient, dont nous donnons ci-dessous le détail, se rapporte à une galerie ayant une section de 10^{m^2} 400.



Cette section est celle que nous avons réalisée, parce que nous désirions créer un très large retour pour notre mine ; mais il n'est *point indispensable* de disposer d'une semblable surface pour loger le caisson. Si on n'avait pas à redouter l'affaissement du toit, et les pressions latérales du massif, on pourrait pratiquement se contenter d'une section de 9^{m^2} en réduisant la hauteur des montants à $2^m,33$.

Nous supposons, dans ce qui va suivre, une marche à deux postes continus, le troisième poste étant employé au *forage des trous de sonde*. On peut, sans

exagération, tabler sur un avancement moyen de 2 mètres en 24 heures.

Le prix de revient peut se décomposer en deux éléments :

a) Coût d'un mètre de caisson mis en place.
b) Coût du percement d'un mètre de galerie.

a) Coût d'un mètre de caisson mis en place:

1° Frais de fabrication.....	Coût du mètre...... = 13f45		14f130
	Eclisses et vis...... = 0,68		
2° Transport et pose......	Transport à pied d'œuvre = 0,28		1,530
	Pose à prix fait..... = 1,25		
3° Masticage et goudronnage.	Main-d'œuvre...... = 1,19		1,465
	Mastic à 18 fr. les °/₀. = 0,083		
	Goudron à 5,80 les °/₀. = 0,192		
	Ensemble..............		17f125

b) Coût du percement d'un mètre de galerie:

DÉSIGNATIONS	DÉPENSES journalières	DÉPENSES par mètre courant
Abatage de 30 tonnes de houille à 0f,70.	21f,00	10f,50
Chargement d° à 0,266	8,00	4,00
Boisage, 6 cadres à 2,350........	14,10	7,05
Entretien 1 1/2 journée de boiseur.	6,80	3,40
Forage d'un trou de sonde (2 journées à 4f,50)..................	9,00	4,50
Enlèvement des produits (2 machinistes, 2 aides)...............	12,00	6,00
Main-d'œuvre..........	70,90	35,45

Coût de l'air comprimé..........	22f,30	11f,15
Huile de graissage pour les machines des treuils.............	0,20	0,10
Câble de plan incliné (1).........	0,90	0,45
Boisage { 66m poteaux, 0,73.......	48,20	24,10
Boisage { Garnissage en écoins 1/5	9,60	4,80
Entretien de la galerie.	9,20	4,60
Fournitures.............	90,40	45,20
Surveillance.............	10,00	5,00
ENSEMBLE...............	181f,30	90f,65

Le prix de revient d'un semblable percement est :

$a = 17^f125$ } Total..... 107^f775
$b = 90,650$ }

B. — PERCEMENT A VOIE SIMPLE AÉRÉ AVEC GAINE

Pour disposer, avec la gaine, d'un cube d'air arrivant à l'avancement de même intensité que celui qu'on obtient dans le cas traité plus haut, il est nécessaire de compenser l'excédent de résistance qu'elle opposera au mouvement de l'air, en lui donnant une section supérieure à celle du caisson. Nous sommes ainsi conduit à conserver au traçage les mêmes dimensions que dans le premier cas.

Le coût du percement restant constant, la comparaison ne doit se faire qu'entre le prix de revient d'un mètre courant de caisson mis en place, et celui d'un mètre *courant de gaine*.

Nous supposons cette gaine composée d'un massif de $0^m,20$ de terre végétale damée fortement entre deux rangées de planches givordes, placées à recouvrement, et clouées sur des poteaux verticaux.

(1) Nous ne faisons pas entrer en ligne de compte les rails constituant la voie de roulage.

Etant donné la grande portée des chapeaux entre les bras, égale à 3 mètres, il faut, pour la diminuer, placer en un point de la section une ligne de chandelles, quel que soit le mode d'aérage. Nous ne ferons donc entrer dans le prix de revient de la gaine que deux poteaux, par mètre courant.

Le coût d'un semblable travail peut s'établir comme suit :

Pose de 2 chandelles à 0f,50........	= 1, »	3f,00
Damage de la terre...............	= 2, »	
2 chandelles de $2^m,66$ à 0f,73 le mètre	= 3,80	
Givordes à 0,85 le m^2 ($2 \times 2,6$)....	= 4,42	
1 benne de terre...................	= 0,33	
Fournitures.....	=	8f,55
Ensemble........	=	11f,55

Nous admettons, dans ce décompte, que le *transport* à pied d'œuvre des planches et de la terre s'opère avec celui des bois et du garnissage et ne nécessite aucune dépense spéciale.

Ce prix de revient est établi en supposant que la gaine ne demande pas de réparations : cet élément peut prendre des *valeurs très variables*, suivant l'action exercée par les mouvements de terrain. Si nous adoptons, comme base d'appréciation, les frais que nous a occasionnés l'entretien de la gaine, dont l'établissement a précédé la pose des caissons en bois, nous en concluons que, pour un développement de cloisonnement atteignant progressivement *640 mètres*, la dépense minima d'entretien sera, par jour, de 25 francs, grevant le mètre d'avancement d'une charge de 12 fr. 50. Le prix de revient total serait, par mètre :

Gaine...........	11f,55	Ensemble = 114f,70
Entretien........	12, 50	
Percement.......	90, 65	

C. — Percement a l'aide de deux descentes conjuguées

Organisation du travail. — Nous supposons que la partie amont du percement D E F G, ouverte *dans le rocher*, est aérée au moyen d'une gaine en terre, établie suivant le type décrit plus haut.

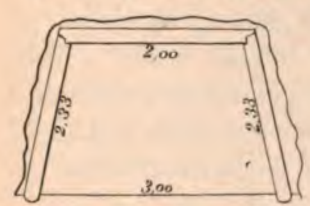
Le traçage de 300 mètres de développement dans *la couche* au lieu de s'effectuer par une voie simple, est exécuté au moyen de deux galeries conjuguées descendantes, isolées l'une de l'autre par un massif de houille de 20 mètres d'épaisseur.

Nous admettons par hypothèse, pour bien fixer la discussion, qu'il est suffisant de relier ces deux galeries l'une à l'autre, au moyen de traversées horizontales, distantes de 30 mètres suivant le pendage de la couche.

Nous supposons, pour rendre la comparaison possible que, comme dans le cas n° 1, l'avancement marche à deux postes, le troisième poste étant employé à l'exécution de trous de sonde, forés au front de chaque descente et jugés nécessaires.

Chaque galerie, dont la section n'est plus partiellement occupée par un caisson encombrant, est creusée aux dimensions cotées ci-dessous :

A fronts de chacune d'elles on occupe : deux piqueurs, un chargeur et le nombre d'unités nécessaires au *boisage*, à *l'entretien*, à la confection des gaines, etc.



Le remblayage des traversées s'effectue sans apporter aucun retard à l'avancement.

L'enlèvement des produits se fait à l'aide de deux treuils à air comprimé : l'un placé au sommet du plan

au rocher, l'autre à la tête de la descente de droite; celle de gauche est desservie par un cheval qui remorque le charbon jusqu'à hauteur du dernier travers laissé librement ouvert.

Vitesse d'avancement. — Une galerie au charbon de 6^{m^2} de section fournit $7^t,500$ de houille, par mètre courant : deux piqueurs pouvant abattre chacun 6 tonnes au maximum (1), l'avancement réalisé dans chaque descente sera :

$$\text{Pour un poste} \ldots\ldots \frac{12}{7,} = 1^m,600$$

$$\text{Pour deux postes} \ldots \frac{24}{7,5} = 3^m,200$$

La longueur *maxima* totale de galerie creusée en 24 heures sera, par suite, de $6^m,400$.

Or, pour réaliser 30 mètres d'avancement du percement, suivant la pente, il faut, par hypothèse, creuser :

$$30 + 30 + 20 = 80^m \text{ de galeries.}$$

On mettra donc :

$$\frac{80}{6,4} = 12,5 \text{ jours}$$

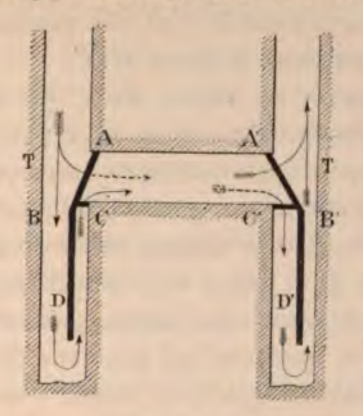
pour creuser ces trente mètres, ce qui conduit à une *vitesse maxima* d'avancement, de $2^m,400$ en 24 heures.

Observons que si on était obligé d'établir des traversées distantes seulement de $16^m,66$ (hypothèse qui n'a rien d'invraisemblable dans le cas d'une couche très grisouteuse), l'avancement journalier tomberait à 2 mètres, et serait ainsi égal à celui qu'on réalise en traçant une galerie de $10^{m^2},400$ de section, aérée par caissons.

---

(1) Nous nous plaçons dans le cas de notre 13me couche, dont le charbon n'est pas d'une grande dureté.

Organisation de l'aérage. — Nous restons placé, ce qu'il ne faut pas oublier, dans le cas d'une couche



sujette à dégagements subits et anormaux ; l'aménagement de l'aérage entre deux travers pourrait être établi d'après les principes suivants :

Le travers T T' réunissant les deux descentes D D' serait partagé en son milieu par une cloison horizontale, A B C, C' B' A', formée d'un plafond en givordes recouvertes d'argile. Les côtés A B, B C — A' B', B' C' seraient barrés par des cloisons verticales disposées comme suit :

A B	Cloison verticale allant du plafond		à la couronne.
B C	id.	id.	à la sole.
A' B'	id.	id.	à la sole.
B' C'	id.	id.	à la couronne.

B D et B' D' sont les gaines verticales ordinaires occupant toute la hauteur des galeries descendantes.

De cette manière, le courant d'air arrivant par la descente de droite se diviserait en deux branches : l'une continuant son chemin le long de B D, irait nourrir l'avancement, et, rencontrant à son retour la cloison B C, remonterait dans le compartiment supérieur du travers d'où il serait déversé dans le retour d'air, la cloison B' C' l'empêchant d'aller au front de taille D'.

L'autre branche entrerait dans le compartiment inférieur du travers, et rencontrant la cloison A′B′, serait dirigée à l'avancement D′ d'où elle rejoindrait le retour d'air, en contournant la gaine B′D′.

La descente D′ ne serait ainsi, en aucune façon, contaminée par le retour d'air de D ; l'entrée d'air de D′ se faisant par le compartiment inférieur du travers, le roulage ne serait pas gêné. La hauteur disponible dans le travers pour le roulage serait de $1^{m},250$.

Les flèches de la figure montrent la marche des deux branches du courant : les parties pointillées indiquent les portions du parcours qui sont cachées par la cloison horizontale ABC A′B′C′ vue en plan.

L'ensemble de cette disposition a l'inconvénient d'être un peu compliqué, mais il faut la subir si on tient à un aménagement judicieux du courant d'air.

Remblayage des travers. — Le remblayage de ces travers sera fait très soigneusement : il sera attaqué dès qu'une nouvelle communication sera établie entre les deux descentes conjuguées.

A chacune de leurs extrémités, deux barrages en terre damée, de $0^{m},600$ d'épaisseur, convenablement encastrés dans la pile vierge, s'opposent à toute circulation d'air à travers les remblais.

Le prix de revient d'un percement, effectué sur des bases semblables, peut se décomposer en trois chapitres :

a) Coût de l'*aménagement* de l'aérage.
b) Coût du percement proprement dit.
c) Coût du remblayage.

a) Cout de l'aménagement de l'aérage

Les dépenses qui suivent se rapportent à l'aménagement de l'aérage entre deux traversées successives séparées par un intervalle de 30 mètres.

Cloisonnement en planches dans les descentes ($80^m \times 2^m,33$) = $186^{m^2},50$ à $0^f,85$...	= 158^f50
Chandelles d'appui, placées à $0^m,50$ (160×2^m) = 372^m à $0^f,70$........................	= 260,00
Cloisonnement en planches dans le travers (42^{m^2}) à $0^f,85$........................	= 38,25
Chapeaux de soutènement ($40 \times 2^m,50$) = 100^m à $0^f,70$........................	= 70,00
Fournitures.....	= 526^f75
Pose de la longueur développée du cloisonnement........................	= 100,00
Enlèvement........................	= 20,00
Main-d'œuvre.....	120^f000

En admettant, d'après les données pratiques, que sur une longueur de 300 mètres les matériaux soient renouvelés comme suit : les planches cinq fois, les chapeaux et chandelles trois fois,

On aura pour la totalité du percement :

Fournitures	Cloisonnement. $196^f,75 \times 5$ =	983^f75
	Chapeaux et chandelles. $330^f,00 \times 3$ =	990,00
	Ensemble.....	1.973,75
Main-d'œuvre de pose et d'enlèvement, $120^f \times 10$........................	=	1.200,00
	Total.....	3.173^f75

Le prix de revient de l'aménagement de l'aérage par mètre courant de percement sera, par suite :

$$\frac{3.173^f75}{300} = 10^f579.$$

b) Cout du percement proprement dit

	Désignations	(1) Dépense journalière totale (1)	(2) Dépense par mètre courant d'avancement
Main-d'œuvre	Abatage de 48^t de houille... à 1 f. 00	48 fr.	20 fr.
	Chargement id. .. à 0,266	12,80	5,33
	Boisage (3 × 6,4) = 19 cadres à 1,50	28,50	11,90
	Entretien 2 journées........ à 4,50	9,00	3,75
	Enlèvem^t des produits { 2 machinistes, 2 aides, 2 conducteurs }	20,00	8,32
	Forage des trous de sonde 4 journées à 4 fr. 50	18,00	7,50
	Total de la main-d'œuvre....	136,30	56,80
Fournitures	Coût de l'air comprimé	25,00	10,46
	Huile de graissage.................	0,30	0,12
	Câble de plan incliné	2,16	0,90
	Boisage { 126^{m}50 de poteaux à 0 f. 70.	88,54	36,80
	Boisage { Garnissage en écoins $\frac{1}{5}$ ..	17,70	7,36
	Entretien des galeries..............	11,40	4,70
	Nourriture et amortissement d'un cheval	3,50	1,46
	Total des fournitures........	148,60	61,80
	Surveillance : 2 surveillants à 5 fr......	10,00	4,15
	Ensemble.....	294,90	122,75

c) Cout du remblayage des travers.

Entre les deux digues en terre prévues, le travers mesure une longueur de 18^m,200 et recevra dix bennes de remblai par mètre courant, soit 182 bennes.

(1) Les chiffres de la colonne n° 1, divisés par l'avancement journalier de 2^m,40 donnent ceux qui sont inscrits dans la colonne 2.

Coût de la benne de remblai... = 0f 269
Main-d'œuvre de mise en place. = 0 600
Coût de remblayage (182 × 0,866)........ = 157f 65
Coût des barrages en terre damée......... = 22 35

Ensemble..... = 180 »

Soit par mètre d'avancement :

$$\frac{180}{30} = 6 \text{ fr.}$$

Le prix de *revient total* d'un percement par galeries conjuguées sera donc :

$$\left.\begin{aligned} a &= 10^{f}579 \\ b &= 122{,}750 \\ c &= 6{,}000 \end{aligned}\right\} a + b + c = 139^{f}329$$

§ 8me. — Résumé et conclusions

En possession des données précédentes, nous pouvons établir un parallèle entre les trois modes différents de percement, aux points de vue :

a) de la vitesse d'avancement.
b) du prix de revient.
c) de la sécurité du travail.

a) Vitesse d'avancement

Les deux premiers modes, avancement avec aérage par caisson ou par gaine en terre, sont équivalents.

Le troisième semble avoir une légère supériorité sur les deux autres; en réalité, c'est une question d'espèce, car la rapidité de l'avancement journalier sera nettement influencée par le nombre de traversées qu'il conviendra d'ouvrir pour relier les deux descentes conjuguées :

dans le cas d'une gaine primitive constituée comme nous l'avons supposé, il se pourrait que les pertes d'air sur un tronçon de 30 mètres de longueur, diminuent le volume du courant, dans une proportion telle qu'il y ait nécessité de séparer les travers par un intervalle de moindre longueur.

b) Prix de revient

L'avantage reste au mode d'aérage par caisson : les trois systèmes se classent comme suit :

Percement avec caisson............	107 fr. 80
Percement avec gaine.............	114 - 70
Percement par descentes conjuguées	139 - 35

Encore convient-il de noter ceci : 1° L'entretien de la gaine, pour être maintenue en parfait état, peut exiger des dépenses notablement supérieures à celles que nous lui avons appliquées ; 2° nous avons en outre admis que le coût des caissons était totalement amorti par un seul percement, nous verrons plus loin qu'il est possible de les utiliser à nouveau.

c) Sécurité

Les deux premiers modes s'équivalent, si on suppose la gaine en état irréprochable ; le troisième procédé présente à nos yeux des inconvénient très sérieux.

1° La descente affectée au retour du traçage réclame des réparations importantes : obligatoirement, un certain nombre d'ouvriers, munis de lampes, seront occupés dans un retour dont, par hypothèse, la teneur en grisou peut atteindre un taux très élevé.

2° Pour réaliser le même avancement journalier, le nombre d'unités occupées s'accroît nécessairement en raison même de l'organisation du travail : or, en prin-

cipe, lorsqu'un travail est réputé comme dangereux, la méthode jugée la meilleure est celle qui comporte l'effectif de personnel le plus faible.

Conclusion

En résumé, à moins de dépenser des sommes très considérables, on n'aurait pas obtenu à fronts de l'avancement, *avec une gaine*, le volume d'air que nous avons pu y amener.

Nous pensons donc avoir démontré que l'aérage, tel que nous l'avons combiné, nous a permis de réaliser les conditions maxima de sécurité, sans qu'on puisse arguer, pour condamner à la légère un tel procédé, d'un coût excessif. Nous estimons même, *étant données les conditions du problème d'aérage à résoudre* que cette solution a été moins onéreuse que toutes autres équivalentes, c'est-à-dire susceptibles de donner à l'extrémité d'un traçage de 640 mètres de longueur, un volume d'air de $4^{m^3}500$.

Nous ne terminerons pas, néanmoins, sans faire une remarque nécessaire : le *caisson* suppose un traçage ouvert dans une couche puissante, à terrains de recouvrement même pesants, mais non sujets à des mouvements tels qu'il soit impossible de créer une galerie de grandes dimensions. En pratique, des cas peuvent se présenter, pour lesquels il y ait impossibilité absolue à créer un front de cette largeur : le mode de percement par galeries conjuguées serait, sans doute, dans cette hypothèse, le seul applicable, bien qu'il soit entaché de nombreux inconvénients.

CHAPITRE III

Description d'un percement de 540ᵐ de longueur, dans la 11ᵉ couche du puits du Treuil.

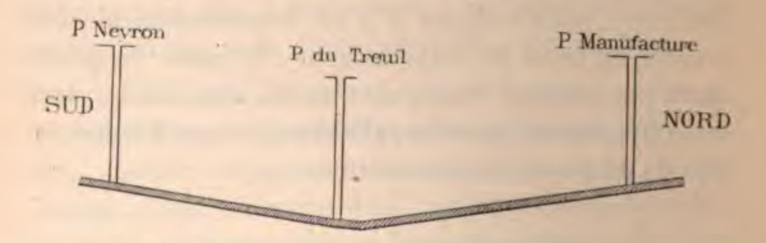
Les développements dans lesquels nous sommes entré, dans le chapitre précédent, vont nous permettre de ne présenter ici qu'un rapide historique du percement de 11ᵉ ; nous nous attacherons surtout aux particularités qui le différencient de celui de la 13ᵉ couche.

§ 1ᵉʳ. — Objet du percement.

Notre division du Treuil comporte deux sièges indépendants, l'un formé des puits Villiers et Pompe, pour l'exploitation de la 13ᵉ couche ; l'autre constitué par les puits du Treuil, Manufacture et Neyron, pour celle des 10ᵉ, 11ᵉ et 12ᵉ couches.

L'ancien puits du Treuil a été, en 1894, élargi, réfectionné et approfondi jusqu'à la 12ᵉ couche : il sert à l'extraction des produits et à l'entrée d'air.

Le faisceau, comme nous l'avons vu, a un double versant, *versant Sud*, *versant Nord*.



Quand l'exploitation s'opère sur le premier, c'est le puits Neyron qui sert à la ventilation ; quand elle se

déplace et est pratiquée sur le second, c'est le puits de la Manufacture qui assure l'aérage et la descente des remblais.

Le percement dont nous avons à faire l'historique a eu pour objet d'établir une communication descendante B C, dans la 11e couche, entre le puits de la Manufacture, et les travaux en cours d'exécution sur le versant Sud.

§ 2me. — Aménagement de l'aérage.

Généralités

Sur le puits de la Manufacture est installé un ventilateur Guibal, de 9 mètres de diamètre et de 2m,500 de largeur qui, depuis 1898, a été doublé par un ventilateur de secours, système Mortier. Nous avons utilisé cet appareil pour produire la dépression motrice nécessaire au courant dont nous avions besoin à fronts de notre percement.

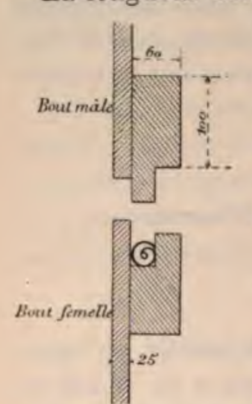
L'orifice du puits étant largement ouvert, l'air frais descend par ce puits, va nourrir l'avancement et est aspiré par une canalisation de grande section, qui est composée : dans les travaux, des caissons ayant servi au percement précédent, réparés et remis à neuf; dans le puits, d'une colonne de caissons spéciaux, dont nous allons décrire en détail la forme, le mode d'assemblage, en exposant le procédé employé pour la mettre en place.

COLONNE VERTICALE DE CAISSONS PLACÉE DANS LE PUITS

La section utile de ces caissons, de forme rectangulaire, est de 0m,750 × 1m,500; les panneaux sont constitués par des planches bouvetées, de 0m,025 d'épaisseur

sur les trois faces appliquées contre les parements de la maçonnerie, et de 0,035 sur celle qui est le plus exposée à être détériorée par la chute de matériaux dans le puits.

La longueur des caissons est de 4 mètres ; leur ossature est formée par 5 cravates ou pargues ; deux sont placées à chacune des extrémités, constituant *bout mâle* et *bout femelle ;* trois consolident le corps même du caisson.



Le puits de la Manufacture a 3^m,500 de diamètre.

La Pl. XI montre la disposition des caissons dans le puits, le raccord de la partie supérieure avec la galerie d'aspiration du ventilateur, et celui du tronçon inférieur avec le traçage en 11ᵉ couche.

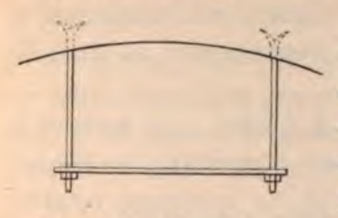
Pose des caissons

Pour mettre ces caissons en place, on s'est servi d'un plafond de manœuvre spécial pouvant se mouvoir dans le compartiment du puits demeuré libre. Ce plafond était suspendu à l'extrémité de deux câbles, s'enroulant sur des cabestans à bras qui servaient à fixer sa position dans le puits.

La ligne de caissons est soutenue, à sa base, par un fer I sur lequel s'appuient des moisettes encastrées dans la maçonnerie du puits.

Tous les 20 mètres, la cravate supérieure du cinquième caisson est supportée sur trois faces, par un cadre en bois, formé d'une moise A de 100 × 200, placée parallèlement au grand axe de ce caisson et de deux moisettes B et C, de mêmes dimensions, perpendiculaires au grand axe. Ce cadre n'est mis en place

que lorsque le caisson qu'il doit supporter est emboité dans le caisson inférieur.



Pour maintenir la colonne dans la position verticale, de distance en distance, sont encastrés dans la maçonnerie des étriers en fer, filetés à un bout, et dans lesquels s'engage une plaque de tôle que des écrous rappellent contre la face extérieure du caisson.

La mise en place des caissons s'opère à l'aide du plafond de manœuvre et de la machine d'extraction.

On fixe à l'extrémité du câble huit chaînes de 8 mètres de longueur, dont quatre sont terminées par un mousqueton. Le caisson tout assemblé est amené à l'orifice du puits; les chaînes à mousquetons sont engagées à l'intérieur, les autres à l'extérieur ; on les relie l'une à l'autre, de façon à leur faire embrasser le caisson par les quatre angles.

Cette opération préliminaire achevée, la manœuvre s'exécute de la façon suivante : quatre ouvriers munis de ceintures de sûreté qui les relient au câble, se placent sur les rebords du caisson et guident le fardeau pendant la descente, jusqu'à ce qu'il repose sur le plafond mobile, fixé à un mètre environ au-dessous du rebord du dernier caisson mis en place. Deux des ouvriers descendent sur le plancher, les deux autres restent à leur poste pour diriger le caisson et le mettre exactement au-dessus du caisson inférieur. Ce résultat obtenu, on laisse reposer doucement le fardeau sur une barre de fer (presson) appuyée sur le dernier caisson placé ; on dispose ainsi d'un jeu suffisant pour décrocher les mousquetons; on retire le presson, le bout mâle s'engage dans le bout femelle, garni au préalable d'un épais rouleau de mastic,

Le câble monte au jour et on renvoie aux ouvriers demeurés sur le plafond la benne qui les ramène à l'extérieur. Une nouvelle manœuvre, analogue à celle qui vient d'être décrite, recommence et ainsi de suite.

Le travail était organisé à 3 postes : on arrivait à placer 5 caissons en 24 heures ; néanmoins, en raison des tâtonnements du début et de quelques retards occasionnés par le fournisseur, la pose commencée le 7 septembre 1895, ne s'est achevée que le 30 du même mois, soit 23 jours pour placer une longueur de caissons verticaux de $338^{m},800$.

Masticage

Les caissons avant d'être descendus dans le puits étaient goudronnés ; à l'aide d'une petite benne spéciale, manœuvrée par une machine auxiliaire, nous avons pu faire circuler, à l'intérieur de la canalisation, deux ouvriers qui ont resuivi et mastiqué tous les joints.

Prix de revient

Le tableau suivant donne le détail complet du prix de revient d'un semblable travail :

DÉSIGNATIONS	Main-d'œuvre Sommes dépensées	PRIX de revient	Fournitures Sommes dépensées	PRIX de revient	Sommes totales dépensées	PRIX de revient par article
a — Frais extérieurs..	$835^{f}25$	$2^{f}45$	$823^{f}95$	$2^{f}41$	$1.659^{f}20$	4,86
b — Masticage et goudronnage.	280,00	0,81	937,50	2,74	1.217,50	3,55
c — Transport et pose	2.948,90	8,63	488,20	1,42	3.437,10	10,05
d — Coût d'achat....	»	»	7.425,00	21,73	7.425,00	21,73
Ensemble	$4.064^{f}15$	$11^{f}89$	$9.674^{f}65$	$28^{f}30$	13.738,80	$40^{f}19$

a) Les frais extérieurs comprennent les dépenses de main-d'œuvre, machinistes, chauffeurs ; de charbon, de graissage, etc.

b) La pose s'est faite à prix fait, à raison de 7 francs le mètre courant et promesse d'une prime de 500 francs qui a été payée ; le solde de cet article représente le coût des cadres d'appui et des étriers.

c) Le fournisseur nous a facturé ces caissons 21 francs le mètre courant ; en réalité, pour le devis d'une semblable canalisation, on pourrait tabler sur le prix réduit de 18 francs, qui est celui auquel nous arrivons à notre atelier du Soleil.

Il est intéressant de rapprocher ce prix de revient de celui des goyaux ou cloisonnements établis dans les mines du Nord et du Pas-de-Calais. Le tableau ci-dessous contient des données numériques relatives à la construction de goyaux dans différents puits de la Compagnie de Bully-Grenay (1) et se rapportant à une hauteur de 8 mètres.

(1) Je dois ces renseignements à l'obligeance de mon ami, M. Malatray, Ingénieur en chef de la Compagnie.

Comparaison avec le prix de revient des goyaux du Nord et du Pas-de-Calais

FOSSES	DÉSIGNATION des articles du prix de revient	QUANTITÉS	PRIX	SOMMES TOTALES
N° 5 diamètre 4m50	Cube des bois.......	2m³400	150f 00	360f 00
	Pose du goyau......	8m000	5,00	40,00
	Poids des planchers.	350 k.	55,00 %	192,50
	Echelles............	9m000	4,50	40,50
	Boulons, ferrures, etc.	15 k.	1,00	15,00
			TOTAL...	648f 00
N° 8 diamètre 4m00	Cube des bois.......	1m³800	150f 00	270f 00
	Pose du goyau......	8m000	5,00	40,00
	Planchers...........	200 k.	55,00 %	110,00
	Echelles............	9m900	4,50	44,55
	Boulons, ferrures, etc.	12 k.	1,00	12,00
			TOTAL...	476f 55
N° 9 diamètre 4m50	Cube des bois......	2m³150	150f 00	322f 50
	Pose du goyau......	8m000	5,00	40,00
	Planchers...........	350 k.	55,00 %	192,50
	Echelles............	10m000	4,50	45,00
	Boulons, ferrures, etc.	13 k,	1,00	13,00
			TOTAL...	613f 00

Débit d'air donné par cette canalisation

Dès que la colonne verticale de caissons a été placée dans le puits, nous avons effectué des jaugeages anémométriques, en vue de vérifier le degré d'étanchéité de la canalisation. Deux groupes d'observateurs, l'un

au bas de la conduite, l'autre dans la galerie d'aspiration du ventilateur, opéraient ces mesures. L'anémomètre était successivement placé, pendant une minute, au centre de chacun des 9 compartiments entre lesquels était partagée la section de jaugeage.

Voici les résultats obtenus, le 26 novembre 1895 :

DÉSIGNATIONS	PRESSION barométrique	TEMPÉRATURE	VITESSE moyenne	DÉBIT	DÉPRESSION du ventilateur
Jaugeage au sommet.	722	7°,5	4m790	5m³388	6mm,5 d'eau
Jaugeage à la base..	752	10°,5	4,537	5,104	

Ces essais démontrent que *l'étanchéité* d'une semblable canalisation, tout au moins pour des volumes d'air de cette intensité, ne laisse rien à désirer, car si on fait la correction des volumes jaugés, en les ramenant à la même pression et à la même température, le cube des pertes est insignifiant et n'excède pas 70 litres.

§ 3°. — Creusement de la descente.

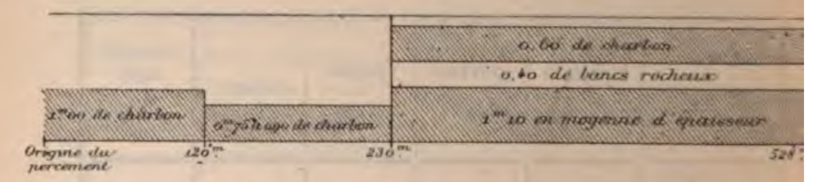
a) Généralités

Le percement dont le développement total mesure en descente une longueur de 528m,55, a été attaqué le 5 novembre 1895, et complètement achevé le 25 février 1897.

La 11e couche recoupée par ce percement est, vers l'amont-pendage, assez irrégulière : l'intervalle des deux couches, 10e et 11e, constitué dans la région du Treuil par un banc rocheux de 0m,25 à 0m,30 d'épaisseur

augmente considérablement sur le versant Nord, et atteint jusqu'à 3 mètres de hauteur.

Notre communication a été ainsi ouverte dans une couche dont la puissance a été assez variable. Le schéma ci-dessous donne une idée de ces variations d'épaisseur.



Cette couche, moyennement grisouteuse, est très poussiéreuse. La galerie descendante était creusée, comme celle de 13e, à la section de $10^{m^2},40$: on enlève la couche, dans laquelle on pratique le havage, et on abat le toit à l'aide des explosifs.

L'avancement journalier moyen a été de $1^m,20$; les derniers 200 mètres qui traversaient une couche plus régulière ont été creusés avec une vitesse de $1^m,830$ en 24 heures.

L'enlèvement des produits, de la descente de l'aval à la recette d'extraction, s'est opéré à l'aide d'un câble spécial, descendant dans le puits, et s'enroulant sur le tambour d'une machine auxiliaire, affectée à ce service.

b) Organisation du travail

A dater du mois de mars 1896, le travail a été organisé à trois postes; on ne l'interrompait pas pour le forage des trous de sonde, jugés inutiles dans cette couche ne donnant que des dégagements normaux.

L'équipe occupée à l'avancement était, par poste, composée de 2 piqueurs et d'un chargeur.

Les boiseurs (2 de jour et 1 de nuit) et le manœuvre

occupé au masticage et à l'entretien des caissons, restaient dans la mine, de 6 heures du matin à 3 heures 1/2 de l'après-midi.

L'abatage des roches du toit se faisait uniquement avec de la grisoutine-couche ; le tirage des coups de mine avait lieu à l'électricité.

Nous donnons dans la planche XI les dessins du dispositif imaginé et installé par M. Faure, ingénieur divisionnaire du Treuil, pour protéger, pendant leur travail, les ouvriers occupés au bas d'une descente, par place très inclinée, contre les accidents occasionnés par la dérive des wagonnets remorqués.

Ce dispositif se compose essentiellement de deux robustes barrières en bois, mobiles autour d'un axe, s'appuyant, quand elles ferment la voie, sur deux poteaux consolidés par des arcs-boutants.

Leur manœuvre s'exécute, à distance, à l'aide d'un petit cordeau en fil de fer : lorsque le convoi de bennes vides descend, l'un des ouvriers occupés à l'avancement manœuvre la barrière pour le laisser arriver jusqu'à fronts ; lorsque le convoi chargé remonte, les barrières s'effacent automatiquement. Le principe de ce dispositif nous semble très rationnel, car il impose à l'ouvrier, exposé au danger, le soin de veiller lui-même à sa propre sécurité.

c) Intensité de l'aérage obtenu avec cette canalisation

Le tableau suivant donne le résultat de jaugeages soignés, exécutés aux différentes périodes du percement, à l'entrée de la canalisation, près de l'avancement, à sa sortie, dans la galerie d'aspiration du ventilateur.

DATES	Volume d'air sortant au sommet	Volume d'air entrant à la base	PRESSION barométrique		TEMPÉRATURE		Longueur de la canalisation	Dépression du ventilateur
			au haut	au bas	au haut	au bas		
8 février 1896..	$5^{m3}411$	$4^{m3}900$	730	762	5°	9° 1/2	370^{m}	$5^{mm}5$
16 mai id. ..	4,905	4,753	720,5	753	12°	17°	474	8,5
1er décemb. id. ..	5,952	4,972	718	758	11°	17° 1/2	737	14,0

Le 27 janvier 1897, c'est-à-dire vers la fin du percement, alors que la canalisation mesurait un développement total de 790 mètres, le volume d'air arrivant utilement à l'avancement, et entrant dans les caissons était exactement de 4^{ms} 318.

Avec un semblable aérage, notre percement s'est effectué dans des conditions excellentes de sécurité : la teneur en grisou moyenne du retour d'air a oscillé autour de 1/2 à 1 millième.

d) Prix de revient

Nous donnons ci-dessous deux tableaux de prix de revient, l'un (n° 1) résumant la totalité des dépenses nécessitées par le percement, l'autre (n° 2) se rapportant au creusement du tronçon inférieur, et de 100 mètres de longueur, ouvert dans la partie régulière de la couche.

TABLEAU N° 1. — *Dépenses et prix de revient de la descente de la Manufacture. Longueur totale : 528m,55.*

DÉSIGNATIONS		MAIN-D'ŒUVRE	PRIX de revient	FOURNITURES	PRIX de revient	TRANSPORTS	PRIX de revient	TOTAUX	PRIX de revient
Installation des caissons d'aérage	Pose des caissons et réparations	3.054,85	5,80	615,80	1,16	84,60	0,16	3.755,25	7,12
	Masticage et goudronnage	781,10	1,48	121,60	0,23	»	»	902,70	1,71
Percement de 11me	Frais extérieurs	17.696,40	33,48	11.767,35	22,26	338,25	0,64	29.802,00	56,38
	Creusement de la galerie	16.429,85	31,08	2.462,30	4,65	»	»	18.892,15	35,73
	Enlèvement des produits	12.130,65	22,87	6.543,45	12,38	72,75	0,13	18.746,85	35,38
	Boisage	7.087,05	13,47	17.429,20	32,99	63,60	0,12	24.579,85	46,58
	TOTAUX	57.179,90	108,18	38.939,70	73,67	559,20	1,05	96.678,80	182,90

TABLEAU N° 2. — *Dépenses et prix de revient de la descente de la Manufacture correspondant aux 100 derniers mètres.*

DÉSIGNATIONS		MAIN-D'ŒUVRE	PRIX de revient	FOURNITURES	PRIX de revient	TRANSPORTS	PRIX de revient	TOTAUX	PRIX de revient
Installation des caissons d'aérage	Pose des caissons et réparations	376,00	3,76	139,70	1,39	13,85	0,14	529,55	5,29
	Masticage et goudronnage	124,10	1,24	19,60	0,20	»	»	143,75	1,44
Percement de 11ᵐᵉ	Frais extérieurs	2.253,00	22,53	1.207,50	12,07	18,25	0,18	2.478,70	34,78
	Creusement de la galerie	2.300,50	23,00	43,55	0,44	»	»	2.344,05	23,44
	Enlèvement des produits	2.071,45	20,72	579,15	5,79	4,75	0,04	2.655,35	26,55
	Boisage	842,15	8,42	2.704,85	27,05	8,85	0,09	3.555,85	35,56
	TOTAUX	7.967,20	79,67	4.694,35	46,91	45,70	0,45	12.707,25	127,06

1° La réparation des caissons retirés de la descente de 13me, et utilisés dans ce percement, exigeait, pour 4 mètres de longueur, une journée de charpentier à 5 francs, soit 1 fr. 25 par mètre.

Nous avons pu, dans les percements similaires qui ont été exécutés depuis 1896, abaisser les frais de pose en donnant le travail à prix fait : cet élément ne doit être compté qu'à 1 fr. 25 le mètre courant.

2° Nous avons fait figurer, simplement pour mémoire, dans le coût du percement, *les frais extérieurs* comprenant toutes les dépenses du puits de la Manufacture qui, à cette époque, n'avait d'autre destination que l'extraction des produits du traçage en 11me couche : machinistes, chauffeurs, receveurs, gardes du plâtre, maçons occupés aux réparations des chaudières; eau d'alimentation, charbon, huile, etc...

3° *Creusement.* — Les piqueurs avaient un prix fait de 0 fr. 50 par benne de charbon, ou de rocher, abattue.

4° *L'article enlèvement des produits* comprend, pour le jour, un quantum de la main-d'œuvre de machinistes et chauffeurs ; pour le fond, les enchaineurs et cantonniers. On y a fait figurer également le coût des rails de la voie.

§ 4me. — Conclusions.

1° La colonne verticale de caissons posée dans le puits, dont le prix de revient exact est de 40 fr. 19, est restée en place depuis l'achèvement du percement dont nous venons de faire l'historique ; elle sert actuellement encore à assurer l'aérage d'un traçage similaire effectué dans la couche située au mur de la onzième : on

peut donc conclure que cette canalisation a grevé le coût de la descente de 11me d'une somme réduite à :

$$\frac{40^{f}20}{2} = 20^{f}10.$$

2° Les caissons, dont nous avons, dans le Chapitre II supposé l'amortissement entièrement à la charge du percement du Treuil, ont été utilisés à nouveau pour celui de la Manufacture, après avoir subi les réparations nécessaires. Dans ces conditions, le prix de revient de *17 fr. 125 par mètre*, pose comprise, doit être modifié comme suit :

Percement du Treuil	Prix d'achat..................	14^{f}130
	Transport et pose.............	1,530
	Masticage et goudronnage.....	1,465
	Enlèvement et transport.......	1,500
	Total.....	18^{f}625
Percement de la Manufacture	Réparations et pose...........	2^{f}500
	Masticage et goudronnage......	1,460
	Enlèvement et transport........	1,500
	Total.....	5^{f}460

Total général = 24 fr. 08, soit, *par mètre*, puisque le caisson a servi deux fois, $\frac{24,10}{2}$ = 12 fr. 05.

3° Le prix de revient du *caisson*, mis en place et enlevé, après achèvement du travail préparatoire, n'est pas plus élevé que celui que nous avons établi pour une *gaine en terre*, dont nous avons analysé les multiples inconvénients. Le *caisson* conserve toute sa supériorité au point de vue de l'intensité de l'aérage qu'il permet d'obtenir et ne coûte pas plus cher que la gaine.

Cette conclusion est de nature à lever une objection, a *priori* sérieuse, contre l'emploi de canalisations de grande section.

4° Si le compartiment d'aérage à installer dans un puits de retour d'air devait servir durant de nombreuses années à la ventilation de travaux d'aménagement importants, il serait préférable, à notre avis, de renoncer au bois qui pourrit assez rapidement dans l'air humide et de lui substituer le métal.

C'est ainsi que, dans le fonçage sous-stot de notre puits des Flaches destiné à préparer l'exploitation de la 15ᵉ couche, qui succédera à celle de la 13ᵉ du puits Saint-Louis, nous avons installé une canalisation en tôle, composée de tuyaux de 1 mètre de diamètre, de $0^m,003$ d'épaisseur pesant 106 kilos le mètre courant, et dont nous avons déterminé la perte de charge (1).

CHAPITRE IV.

Traçages exécutés dans la 13ᵉ couche du puits Saint-Louis en vue de la préparation de l'exploitation de l'Aval-Pendage.

Dans les percements décrits, aux chapitres II et III, on disposait d'une fraction importante de la dépression motrice produite par le ventilateur mécanique de la surface, pour déterminer le mouvement du courant alimentant le traçage.

Il est intéressant d'opposer à ce cas, qui ne se rencontrera pas toujours dans la pratique, celui plus ordinaire d'un circuit dérivé branché sur une artère principale de la mine, et de voir quel est le taux de la résistance supplémentaire due à des canalisations de grande section.

Les percements que nous allons décrire répondent à cette condition.

---

(1) Voir première partie.

§ 1er. — Objet des percements.

Les travaux de la 13e couche du puits Saint-Louis ont été concentrés, jusqu'en 1896, dans la partie-amont du champ d'exploitation. La galerie principale de roulage, dite « grand niveau de Saint-Louis », tracée à la cote des recettes d'extraction (+ 125m), servait de niveau de base à cette exploitation.

Vers la fin de 1896, l'amont-pendage s'épuisant, on se prépara à déhouiller la partie vierge de la couche, comprise entre le niveau de Saint-Louis et le thalweg, à la cote 119, formé en aval de ce niveau par le relèvement de la couche au Nord vers les failles de la République et de Méons : soit un rectangle ABCD de 600 mètres de base sur 100 mètres de hauteur, que l'on se proposait d'exploiter par deux quartiers symétriques, chassant au devant l'un de l'autre, à partir des côtés extrêmes AB et CD.

Croquis schématique



La différence de niveau entre les cotes 125 et 119 devait être rachetée par un plan incliné PB, aboutissant aux recettes d'extraction et destiné à servir d'entrée d'air et d'évacuation des produits (1).

(1) Ceux-ci devaient être remorqués sur la pente du plan incliné au moyen d'un treuil actionné par une turbine recevant une chute d'eau artificielle, de la hauteur du puits Saint-Louis, soit 400 mètres.

L'urgence de ces préparations, jointe à d'autres motifs d'ordres divers, ont conduit à exécuter le percement en partant de plusieurs points d'attaque, et à fractionner le travail en deux parties : 1° traçage du rectangle Est A B E F et 2° traçage du rectangle Ouest C D E F. Le creusement du plan incliné P B a été effectué ultérieurement.

Dans le niveau de Saint-Louis, on a amorcé en A une première descente A B dite *de Saint-Louis*, et en E une deuxième descente E F dite *de Méons*, placée sensiblement au milieu du champ d'exploitation ; un niveau F B relie leurs extrémités. Ce premier rectangle tracé, on a formé le deuxième par le traçage du niveau réunissant la descente de Méons à la descente déjà existante dite « de la République ».

La longueur développée de ces divers percements a atteint au total 800 mètres.

§ 2me. — Organisation de l'aérage

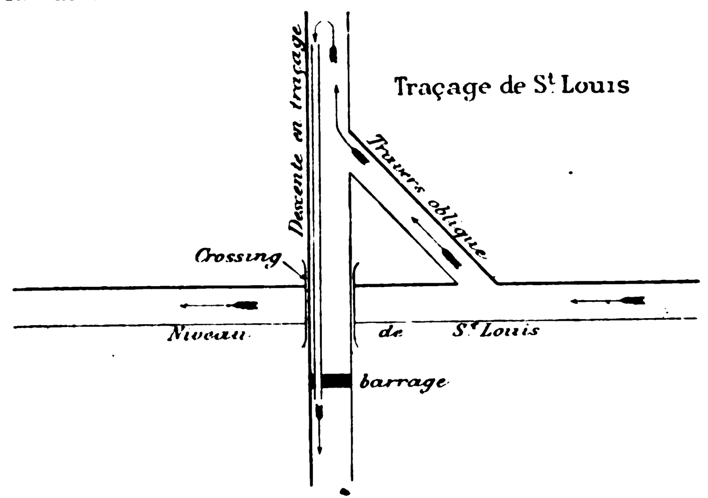
a) Disposition des caissons d'aérage

Pour tous ces percements, l'organisation de l'aérage a été exactement la même, et a consisté dans une alimentation en air pur (sauf pour le traçage de la République) amené à front du chantier par des caissons aspirants, de dimensions intérieures égales à $1^m \times 0^m,750$ encastrés à leur extrémité dans un *sas* (1).

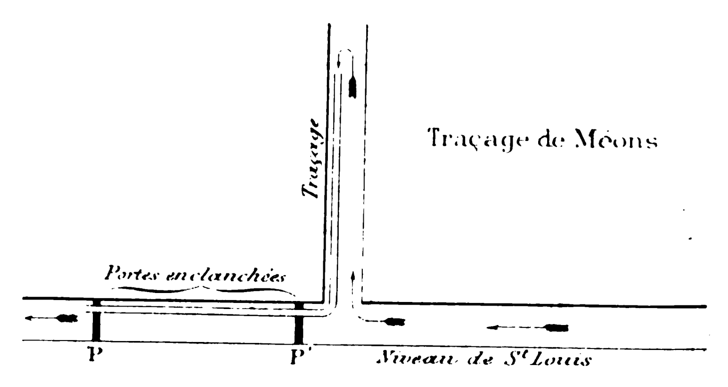
---

(1) Ces divers percements étant moins importants que ceux du Treuil et de la Manufacture, la canalisation en caissons type moyen était suffisante.

Pour le *traçage de Saint-Louis*, la disposition était la suivante :



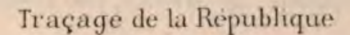
Le prolongement du sommet de la descente en traçage passait en crossing au-dessus du niveau de Saint-Louis, arrivée d'air frais. En amont de ce crossing, un barrage en maçonnerie recevait l'extrémité de la ligne de caissons. Un travers oblique réunissait la descente en traçage au niveau principal de roulage et servait à l'entrée d'air et à l'évacuation des charbons.



Pour *le traçage de Méons* la ligne de caissons débouchait dans un sas installé dans le niveau de

Saint-Louis, et formé de 2 portes enclanchées distantes de 40 mètres.

Pour *le traçage de la République* le sas était formé





par 2 portes enclanchées distantes de 10 mètres. L'arrivée d'air se faisait par la descente de la République.

Dans ces divers percements, l'air était amené près du front de taille, soit par un accordéon en toile de même section que les caissons et fixé sur le dernier des éléments en place, soit par une simple toile d'aérage clouée aux chapeaux du boisage.

b) Volume d'air obtenu

1° A front du *traçage de Saint-Louis*, les volumes obtenus ont été les suivants :

DATE DES JAUGEAGES	VOLUME à front	LONGUEUR du traçage
10 Avril 1897...	3m³593	35m00
8 Mai —	2,915	60,00
9 Juin —	3,786	100,00
8 Juillet —	3,955	140,00
5 Août —	2,625	175,00
Moyenne..............	3,375	

Constatations de grisou à la lampe ordinaire : 5 fois à l'avancement et une fois à quelques mètres en arrière, toujours dans de petites cloches.

2° Pour le *traçage de Méons*, les résultats sont les suivants :

Traçage-Est, au devant de la descente de Saint-Louis.

DATE DES JAUGEAGES	VOLUME à front	VOLUME à la sortie des caissons	Longueur du traçage
17 Décembre 1896...............	$3^{m3}648$	$3^{m3}717$	$40^{m}00$
15 Janvier 1897...............	4,448	4,607	80,00
13 Février —	3,440	3,600	125,00
12 Mars —	3,285	3,290	165,00
10 Avril —	3,315	3,426	205,00
8 Mai —	»	3,120	220,00
8 Juillet —	»	2,950	»
5 Août —	2,734	»	230,00
Moyenne............ .	3,478		

Trois constatations de grisou à la lampe ordinaire.

Traçage-Ouest, au devant de la descente de la République :

DATE DES JAUGEAGES	VOLUME à front	LONGUEUR du traçage
4 Septembre 1897............	$3^{m3}528$	$105^{m}00$
3 Novembre —	3,552	200,00
1er Décembre —	4,840	245,00
30 Décembre —	3,472	285,00
Moyenne.............	3,850	

Constatations de grisou à la lampe ordinaire : « *Néant* ».

3° *Traçage de la République.*

DATE DES JAUGEAGES	VOLUME à front	LONGUEUR du traçage
4 Octobre 1897.............	$1^{m3}287$	$15^{m}00$
3 Novembre —	1,425	45,00
1er Décembre —	1,411	95,00
30 Décembre —	1,232	140,00
Moyenne	1,339	

Constatations de grisou à la lampe ordinaire : « *Néant* ».

La teneur moyenne en grisou de ces chantiers, à la lampe Chesneau et à l'analyse, par la méthode de la limite d'inflammabilité, n'a jamais dépassé 2 millièmes.

L'orifice équivalent de la mine n'a pas paru influencé d'une manière appréciable pendant la période correspondant à ces divers traçages : c'est là une remarque *très importante à faire.*

Ce résultat s'explique par la très minime résistance qu'opposent, au mouvement de l'air, les caissons en bois formant la canalisation.

Un courant d'une intensité $3^{m3},375$ n'absorbe que 5 millimètres de charge d'eau, pour parcourir 200 mètres de la conduite.

§ 3me. — Creusement des traçages.

a) Vitesse d'avancement

Le *traçage de Saint-Louis*, mesurant une longueur totale de 200 mètres, dont 100 mètres de descente et 100 mètres de niveau, a été attaqué en janvier 1897 et

terminé le 27 août. La descente était achevée le 11 juin seulement, le charbon étant *très dur* dans la région traversée. Le niveau, au contraire, a marché beaucoup plus rapidement : les 100 mètres qu'il comporte ont été creusés du 11 juin au 27 août, soit en 2 mois 1/2, d'où une vitesse moyenne de 40 mètres par mois.

Traçage de Méons. — Le traçage *Est*, long de 250 mètres, dont 100 mètres de descente et 150 mètres de niveau, a été attaqué le 13 octobre 1896 et terminé le 27 août 1897, à la rencontre du précédent. La descente de 100 mètres était achevée le 27 janvier 1897, soit en 3 mois 1/2. Les 150 mètres de niveau ont été creusés, en 7 mois, dont il faut défalquer un arrêt de 3 mois imposé par la sujétion due à l'eau renfermée dans les travaux de l'ancienne exploitation.

Le traçage *Ouest*, consistant en un niveau de 200 mètres, a été attaqué le 1er septembre 1897 et terminé le 8 janvier 1898, ce qui donne un avancement moyen de 47 mètres par mois.

Le *traçage de la République*, ne comportant qu'un niveau de 150 mètres, a été commencé le 3 septembre 1897 et achevé le 8 janvier 1898, à la rencontre du précédent. La marche a été très lente en septembre, à cause de la traversée d'anciens travaux.

b) Organisation du travail

Tous ces traçages ont été conduits dans des conditions identiques.

On les a poussés en suivant le mur de la couche et boisant en cadres de $2^{m},33$ de chapeau et 3 mètres de montant, soit une section au terrain de 12 mètres carrés.

Chaque percement marchait à deux postes de durée normale (de 6 heures du matin à 3 h. 1/2 du soir).

Un poste comprenait :

2 piqueurs, abattant ensemble 30 à 35 bennes de charbon, ce qui donnait un avancement moyen de 1^{m},50. Ces ouvriers étaient payés à raison de 0^{f},35 par benne, comme dans les tailles ordinaires, et recevaient, en outre, une prime de 5^{f},50 par mètre d'avancement.

1 rouleur, chargeant le charbon.

1 toucheur et son cheval.

Le poste de jour comprenait généralement en sus 2 boiseurs pour le soutènement de l'avancement et un boiseur pour l'entretien de la galerie creusée, le ferrage, etc.

c) Prix de revient

Le prix de revient du mètre d'avancement d'une galerie creusée dans les conditions ci-dessus détaillées, s'établit comme suit :

Main-d'œuvre :

Abatage, 15 tonnes à 0^{f},70..........		10^{f},500	
Prime d'avancement..............		5,500	
Chargement, 15 tonnes à 0^{f},266.....		4,000	
Boisage { 3 cadres, à 1^{f},50 = 4^{f},500 ; 1/2 chandelle, à 0,25 = 0,125 }		4,625	
2 conducteurs à 4^{f},00..	8^{f},00		
2 chevaux...........	7,00		
	15^{f},00 pour 1^{m},50		
Par mètre..................		10^{f},000	
		34^{f},625	34^{f},625
A reporter.......			34^{f},625

	Report.....	34f,625
Caissons :		
Achat de 400m de caissons à 11f,30, ayant servi pour 800m de percement, soit par mètre..................	5f,650	
Transport et pose.................	1,530	
Masticage et goudronnage..........	1,460	
Enlèvement......................	0,750	
Réparation de 400m à 2f,00, soit pour 800m........................	1,000	
	10f,390	10,390
Fournitures :		
3 cadres de 8m,33 de développement chacun, soit 25 mètres à 0f,60....	15f,000	
Garnissage......................	3,500	
1/2 chandelle de 2m,66 à 0f,60.......	0,798	
	19,298	19,298
	TOTAL.....	64f,313

§ 4e. — **Comparaison du coût de deux percements analogues à ceux de Saint-Louis, l'un aéré au moyen de caissons, l'autre aéré par un ventilateur secondaire.**

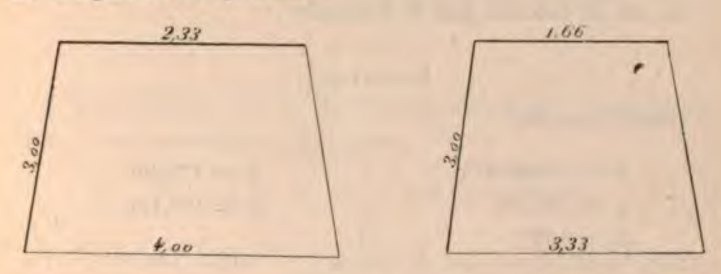
a) DIMENSIONS COMPARÉES DES GALERIES

Les croquis ci-dessous donnent les dimensions :

1° Des galeries que nous avons tracées en logeant sur une de leurs parois une canalisation de caissons rectangulaires en bois, *type B*, de $\frac{1^m,000}{0^m,750}$.

2° D'un percement qui serait ventilé au moyen d'une double ligne de conduites elliptiques de section égale à $0^{m^2},165$, et de périmètre égal à $1^m,500$.

Le premier type a une section au terrain de 12 mètres carrés, fournit, par mètre courant, un tonnage de 15 tonnes de houille, et exige, par cadre de boisage, 8^{m},*33* de longueur de poteaux.



Le deuxième type reproduit les dimensiens que nous donnons toujours aux artères principales de la mine :

Section au terrain..............	9^{ms} 500
Tonnage par mètre courant....	11^{t} 500
Longueur développée des poteaux	7^{m} 660

b) Cout journalier d'un ventilateur secondaire mu a l'air comprimé

Raisonnons sur le traçage dit de *Saint-Louis* qui mesurait un développement total de 200 mètres.

Nous avons vu, plus haut, que le volume d'air moyen q, arrivant à fronts de l'avancement, était de 3^{m3}375, et que *ce cube était nécessaire* pour abaisser la teneur en grisou du chantier au taux qu'on s'imposait de ne point dépasser.

La perte de charge absorbée par la canalisation de caissons, dont les jaugeages relatés démontrent la parfaite étanchéité, d'abord très faible, a pris des valeurs croissantes, au fur et à mesure de l'allongement du traçage.

La valeur moyenne se rapporte à une longueur de

galerie égale à la moitié du développement total, soit à :

$$L = \frac{200}{2} = 100 \text{ mètres.}$$

Si on la calcule par la formule :

$$h = \alpha L p \frac{q^2}{S^3}$$

dans laquelle :

$\alpha = 0,0002624$	$p = 1^{m},500$
$q = 3^{m^3},375$	$S = 1^{m^2},120$
$L = 100^{m}$	

on trouve :

$$h = 2^{mm},480$$

En désignant par β la dépression exigée par le mouvement de l'air dans le grand compartiment du traçage, la perte de charge totale H nécessitée par le percement était :

$$H = h + \beta = 2^{mm},48 + \beta$$

Supposons maintenant la *canalisation en bois* remplacée par une double ligne de *tuyaux elliptiques*, à l'extrémité de laquelle agit un ventilateur secondaire mû par l'air comprimé.

Chaque ligne devra effectivement débiter à *fronts*, un volume d'air.

$$q = \frac{q}{2} = \frac{3^{m^3},375}{2} = 1^{m^3},685$$

La vitesse du courant dans les conduites sera :

$$v = \frac{q}{S} = \frac{1,685}{0,165} = 10^{m},025$$

La dépression h' sera donnée par la relation :

$$h' = \alpha \frac{L p v^2}{S} = \frac{0,000302 \times 100 \times 1,5 \times \overline{10,025}^2}{0,165}$$

$$h' = 27^{mm},53$$

La dépression totale H' aura pour expression :

$$H' = h' + \beta' = 27^{mm},53 + \beta'$$

Nous pouvons, sans grande erreur, admettre :

$$\beta = \beta'$$

L'excédent de perte de charge exigé par la canalisation de tuyaux elliptiques sera :

$$H - H' = 27,53 - 2,48 = 25^{mm},05$$

Le *travail utile* à demander au ventilateur *secondaire* aura pour valeur :

$$T_u = q\left(\frac{H - H'}{75}\right) = \frac{3,375 \times 25,05}{75} = 1^{cheval},127$$

Il faut *toutefois observer*, qu'en raison de l'extrême difficulté d'obtenir avec une canalisation de tuyaux elliptiques la même étanchéité qu'avec des caissons, il faut majorer ce travail, au minimum de 10 p. °/₀ d'où :

$$T_u = 1^{cheval},239.$$

Or, si on part d'un cheval effectif produit par le moteur à vapeur actionnant les compresseurs d'air, on peut admettre les rendements suivants :

75 °/₀ pour les pompes de compression.
95 °/₀ pour la canalisation.
50 °/₀ pour l'utilisation, sans détente, de l'air comprimé.
60 °/₀ pour la machine motrice du ventilateur secondaire.
50 °/₀ pour le ventilateur de relai.

Soit au total :

$$K = 0,75 \times 0,95 \times 0,50 \times 0,60 \times 0,50 = 10,68\ \%$$

Pour obtenir $1^{ch},239$, en air aspiré, le moteur à vapeur devra, en conséquence, développer un travail :

$$T_m = \frac{1,239}{0,1068} = 11,6 \text{ chevaux.}$$

Le prix du *cheval-heure*, en faisant entrer en ligne de compte l'amortissement des installations, est au *minimum* de 0 fr. 10.

La dépense nécessitée par le ventilateur secondaire sera en 24 heures :

$$11,6 \times 2,40 = 27^f,84$$

soit, *par mètre de galerie*, si on compte sur un avancement journalier moyen de $1^m,500$:

$$\frac{27,84}{1,50} = 18^f,560$$

c) PRIX DE REVIENT DE LA GALERIE DE SECTION RÉDUITE

Main-d'œuvre :

Abatage $11^t,500$ de houille à $0^f,70$......	$8^f,05$	
Prime par mètre d'avancement........	8 »	
Chargement $11^t,500$ à 0,266...........	3, 06	
Boisage, 3 cadres à 1,50...............	4, 50	
Roulage...........................	6, 93	
	$30^f,54$	$30^f,54$

Aérage :

Transport et pose d'une double ligne de tuyaux elliptiques à $0^f,25$...........	$0^f,50$	
Amortissement des tuyaux...........	2 »	
Enlèvement et transport à $0^f,10$........	0, 20	
Fourniture d'air comprimé............	18, 56	
	$21^f,26$	$21^f,26$
A reporter...		$51^f,80$

Report......		51f,80
Fournitures :		
3 cadres de 7m,66 soit 23 mètres à 0f,60.	13f 80	
Garnissage	3,50	
	17f,30	17f,30
Total....		69f,10

En résumé, on voit que, même dans le cas d'un percement de longueur très réduite, égale à 200 mètres, les dépenses, par mètre courant, des traçages comparés s'équivalent. Si le développement de la galerie à creuser était plus considérable, atteignant 300 ou 400 mètres, l'économie réalisée sur les frais de la ventilation par l'emploi de canalisations de grande section, serait très supérieure à l'excédent de prix correspondant au creusement d'une galerie de plus grandes dimensions.

CONCLUSION

Nous avons, au cours de ce mémoire, présenté à la fin de chaque chapitre, les conclusions que comportait l'étude des questions qui y étaient traitées. La détermination du coefficient de perte de charge de l'air se mouvant à travers les conduites variées, rectilignes ou sinueuses, dont on fait emploi dans les mines pour l'aérage des travaux préparatoires, nous a permis de tracer des diagrammes qui faciliteront la tâche de l'Ingénieur ; nous avons appris à mesurer la résistance due aux portes à guichet, et analysé tout l'effet qu'il est permis d'obtenir en leur substituant des ajutages convergents-divergents, à récupération de la force vive.

Les puits de mine, secs ou humides, ont été l'objet de nombreuses recherches, dont les résultats permettront des comparaisons utiles, entre des puits de guidage variable et de diamètre différent.

Nous avons enfin montré l'avantage pratique qu'on peut, dans bien des cas, retirer de l'emploi de canalisations de grande section pour l'aérage intensif de traçages creusés en couches très grisouteuses, et étayé notre opinion par des exemples.

La conclusion dominante de notre travail est l'affirmation de cette idée que, dans la création des grandes artères d'une mine, puits ou traçages d'aménagement, il faut tenir un large compte du supplément de frais qu'entraînent, pour la ventilation, les circuits très résistants.

Si les données nouvelles, pratiques, que nos recherches nous ont permis de condenser dans cet ouvrage sont utilisées avec fruit par nos collègues, dans leurs études des questions d'aérage, nous croirons avoir atteint le but que nous nous étions proposé : apporter une modeste contribution à l'art de la ventilation des mines.

Saint-Etienne, 1er mars 1900.

ANNEXE

formée de 52 tableaux comprenant le détail des observations et des calculs

TABLEAU N° 1

Tuyaux circulaires, en tôle galvanisée, de 0m,259 de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 1 à N° 13).

Longueur de la conduite	$L =$	17m,900
Section moyenne	$S =$	0m²,0526
Périmètre moyen	$p =$	0m,81367
Rapport	$\frac{S}{Lp} =$	0,0036173
Rapport entre la section jaugeage Σ et la section moyenne	$\frac{\Sigma}{S} =$	5,1248

DÉSIGNATIONS	N° 1	N° 2	N° 3	N° 4	N° 5	N° 6	N° 7	N° 8	N° 9	N° 10	N° 11	N° 12	N° 13
Température	17°,8	17°,8	17°,8	17°,8	17°,8	17°,8	17°,6	17°,4	17°,2	17°	17°,4	17°,4	17°,2
Pression barométrique	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720,5	720.5	720.5
Degré hygrométrique	58	58	58	58	58	58	51	60	60	62	60	60	60
Poids du mètre cube d'air δ.	1,1459	1,1459	1,1459	1,1459	1,1459	1,1459	1,1466	1,1474	1.1481	1,1491	1,1474	1,1491	1,1481
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,522	0,625	0,811	0,904	1,120	1,316	1,512	1,832	1,924	1,966	1.988	2,079	2,182
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	5,1248	5,1248	5,1248	5,1248	5,1248	5,1248	5,1248	5.1248	5.1248	5,1248	5.1248	5,1248	5,1248
Vitesse dans la conduite	2,677	3,206	4,156	4,632	5,741	6,746	7,749	9,387	9,863	10.074	10,193	10,655	11,184
perte de charge moyenne observée	1,00	1,29	2,05	2,40	3,45	4,84	6,26	9,03	10.25	10,18	10,69	11,61	12,62
Rapport de majoration pour le gros flacon.	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
perte de charge rectifiée	1,13	1,46	2,33	2,72	3,91	5,49	7,09	10,05	11,63	11,53	12,11	13.15	14,30
$a = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,00059817	0,00053813	0,00051033	0,00048006	0,00044920	0,00045690	0.00044724	0,00043091	0.00042152	0,00042920	0,00044102	0,00043764	0,00043238

TABLEAU N° 2

Tuyaux circulaires, en tôle galvanisée, de 0m,338 de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 14 à N° 26).

Longueur de la conduite........................ $L = 17^m,250$

Section moyenne............................ $S = 0^{m^2},0897$

Périmètre moyen............................ $p = 1^m,0618$

Rapport.................................. $\frac{S}{Lp} = 0,0048985$

Rapport entre la section de jaugeage Σ et la section moyenne.................. $\frac{\Sigma}{S} = 3,00913$

DÉSIGNATIONS	N° 14	N° 15	N° 16	N° 17	N° 18	N° 19	N° 20	N° 21	N° 22	N° 23	N° 24	N° 25	N° 26
Température	20°	20°,8	20°	20°	20°,04	20°,4	20°,4	20°,8	20°,8	20°,6	20°,6	20°,6	20°,6
Pression barométrique.....	724	724	724	724	724	724	724	724	724	724	724	724	724
Degré hygrométrique......	63	63	63	63	63	63	63	63	63	63	63	63	63
Poids du mètre cube d'air δ.	1,1415	1.1381	1,1415	1,1415	1,1398	1,1398	1.1398	1,1381	1,1381	1,1390	1,1390	1,1390	1,1390
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage......	0,863	1,275	1,760	2,193	2,461	2,883	3,151	3,224	3,605	3,883	4 234	4,347	4,873
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$ ..	3,0091	3,0091	3,0091	3,0091	3,0091	3,0091	3.0091	3,0091	30,091	3,0091	3,0091	3,0091	3,0091
Vitesse moyenne dans la conduite................	2,596	3,837	5,294	6,598	7,404	8,676	9,483	9,226	10,848	11,686	12,741	13,082	14,664
Perte de charge moyenne observée	0,46	1,01	1,55	2,66	2,97	4,27	5,23	5,29	6,17	7,01	8,55	9,81	11,26
Rapport de majoration pour le gros flacon...........	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée...	0,54	1,15	1,76	3,01	3.36	4,84	5,92	6,00	6,99	7,94	9,69	11,11	12,75
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,00041260	0,00040374	0,00032278	0,00035651	0,00031653	0,00033159	0,00033982	0,00032932	0,00030704	0,00030004	0,00030814	0,00031146	0,00030607
α moyen = ... 0,00033428													

TABLEAU N° 3

Tuyaux circulaires, en fer, de $0^m,45$ de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 27 à N° 30).

Longueur de la conduite	$L = 20^m,150$	Rapport entre la section de jaugeage Σ et S	$\frac{\Sigma}{S} = 6,9240$
Section moyenne	$S = 0^{m^2},1590$	Température	$= 27°$
Périmètre moyen	$p = 1^m,4140$	Pression barométrique	$= 720$
Rapport	$\frac{S}{Lp} = 0,0058430$	Degré hygrométrique	$= 65$
		Poids du mètre cube d'air δ	$= 1,1050$

DÉSIGNATIONS	N° 27	N° 28	N° 29	N° 30
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,158	1.485	1,908	2,218
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	6,924	6.924	6,924	6,924
Vitesse moyenne dans la conduite	8,016	10,282	13,214	15,357
Perte de charge moyenne observée	2,78	4,54	7,41	10,43
Rapport de majoration pour le gros flacon	1.133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée	3,15	5,15	8,39	11,82
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,000315	0,000313	0,000309	0,000306
α moyen = 0,000310				

TABLEAU N° 4

Tuyaux elliptiques en tôle de fer.

Données communes aux expériences (N° 31 à N° 43).

Longueur de la conduite .... $L = 18^m,35$

Section moyenne .... $S = 0^{m^2},1650$

Périmètre moyen .... $p = 1^m,5000$

Rapport .... $\frac{S}{Lp} = 0,0059945$

Rapport entre la section de jaugeage Σ et S... $\frac{\Sigma}{S} = 2,0454$

DÉSIGNATIONS	N° 31	N° 32	N° 33	N° 34	N° 35	N° 36	N° 37	N° 38	N° 39	N° 40	N° 41	N° 42	N° 43
Température	17°,2	17°,2	17°,4	17,°4	17°,4	17°,6	17°	17°,6	17°,6	17°,6	17°,8	17°,8	17°,8
Pression barométrique	719	719	719	719	719	719	719	719	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
Poids du mètre cube d'air..	1,1432	1,1432	1,1423	1,1423	1,1423	1,1414	1,1414	1,1414	1,1414	1,1411	1,1405	1,1405	1,1405
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,966	1,595	2,057	2,571	3,091	3.674	4,070	4,323	5,016	5.346	6,138	6,688	7,032
Rapport de majoration	2,0454	2,0454	2,0454	2.0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2.0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite	1,976	3,262	4,207	5,260	6,322	7,515	8.325	8,842	10,260	10,935	12,555	13.680	14,385
Perte de charge moyenne observée	0,18	0,53	0,87	1,27	1,79	2,46	3,04	3.33	4.42	5,32	6,66	7,62	8,49
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1.133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée....	0,21	0,58	0,98	1,44	2,03	2,79	3,44	3,78	5,01	6,03	7,55	8,63	9,63
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,00034519	0,00034372	0,00035046	0,00032790	0,00032021	0,00031468	0,00031228	0,00030445	0,00030705	0,00031772	0,00030223	0,00029107	0.00029344

TABLEAU N° 5

Tuyaux elliptiques en tôle de fer.

Données communes aux expériences (N° 44 à N° 50).

Longueur de la conduite..................	$L =$	$50^m,400$
Section moyenne..........................	$S =$	$0^{m2},1650$
Périmètre moyen..........................	$p =$	$1^m,5000$

Rapport .... $\frac{S}{Lp} =$ 0,0021800

Rapport entre la section de jaugeage Σ et S $\frac{\Sigma}{S} =$ 6,6666

DÉSIGNATIONS	N° 44	N° 45	N° 46	N° 47	N° 48	N° 49	N° 50
Température........................	19°	18°	19°	18°	19°	19°	19°
Pression barométrique..............	722	722	722	722	722	722	722
Degré hygrométrique................	90	90	90	95	90	90	90
Poids du mètre cube d'air..........	1,1400	1,1440	1,1400	1,1440	1,1400	1,1400	1,1400
Vitesse moyenne aux 3 points 7, 8, 9, $= u$	0,632	0,923	0,967	1,360	1,366	1,685	2,056
Rapport de correction $\frac{v}{u}$	1,0353	1,0353	1,0353	1,0353	1,0353	1,0353	1,0353
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage..........	0,655	0,956	1,002	1,408	1,414	1,745	2,128
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	6,666	6,666	6,666	6,666	6,666	6,666	6,666
Vitesse moyenne dans la conduite..........	4,366	6,373	6,679	9,386	9,431	11,635	14,185
Nombre de lectures de la perte de charge..........	54	56	55	52	50	45	45
Perte de charge moyenne observée..........	2,438	5,515	5,758	11,370	11,445	17,380	25,104
Rapport de majoration pour le gros flacon..........	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée..........	2,76	6,25	6,52	12,88	12,97	19,69	28,44
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,0003322	0,0003352	0,0003352	0,0003351	0,0003343	0,0003334	0,0003242
α moyen = 0,0003328.							

TABLEAU N° 6

Tuyaux circulaires métalliques de 0m,600 de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 51 à N° 55).

Longueur de la conduite.................. $L = 21^m,350$

Section moyenne.......................... $S = 0^{m^2},2827$

Périmètre moyen.......................... $p = 1^m,8850$

Rapport.................................. $\frac{S}{Lp} = 0,0070245$

Rapport entre la section de jaugeage..... Σ et $S \frac{\Sigma}{S} = 3,8910$

Température.............................. = 18°

Pression barométrique.................... = 719

Degré hygrométrique...................... = 79

Poids du mètre cube d'air................ = 1,1407

DÉSIGNATIONS	N° 51	N° 52	N° 53	N° 54	N° 55
Vitesse moyenne aux 3 points 7, 8, 9 $= u$	2,412	3,106	4,078	4,278	4,871
Rapport de correction $\frac{v}{u}$	1,025	1,025	1,025	1,025	1,025
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	2,472	3,183	4,183	4,385	4,992
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	3,891	3,891	3,891	3,891	3,891
Vitesse moyenne dans la conduite	9,618	12,384	16,260	17,056	19,419
Perte de charge moyenne observée	2,530	4,245	7,166	7,872	9,999
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée	2,86	4,81	8,12	8,92	11,32
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,0002277	0,0002341	0,0002255	0,0002255	0,0002211

Tuyaux circulaires en tôle de $0^m,900$ de diamètre

Données communes aux expériences (N° 56 à N° 73).

Longueur de la conduite	$L =$	$43^m,880$
Section moyenne	$S =$	$0^{m^2},63617$
Périmètre moyen	$p =$	$2^m,8275$
Rapport	$\frac{S}{Lp} =$	0,0051276
Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et S	$\frac{\Sigma}{S} =$	1,5719

DÉSIGNATIONS	N° 56	N° 57	N° 58	N° 59	N° 60	N° 61	N° 62	N° 63	N° 64
Température	14°,8	14°,4	14°,8	14°,8	14°,8	14°,4	14°,4	14°,4	14°,4
Pression barométrique	715	715	715	715	715	715	715	715	715
Degré hygrométrique	76	75	76	76	76	75	75	75	75
Poids du mètre cube d'air	1,1484	1,1503	1,1484	1,1484	1,1484	1,1503	1,1503	1,1503	1,1503
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,845	1,913	2,114	2,430	2,935	3,354	3,622	4,078	4,285
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,719	1,5719
Vitesse moyenne dans la conduite	2,900	3,000	3,323	3,819	4,612	5,116	5,732	6,410	6,736
Perte de charge moyenne observée	0,32	0,31	0,41	0,49	0,79	0,95	1,18	1,50	1,68
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée	0,36	0,35	0,47	0,56	0,90	1,08	1,30	1,70	1,90
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$	0,00022914	0,0002196	0,00022613	0,00020669	0,00022626	0,000220	0,00021225	0,00022125	0,00022437
α moyen = 0,0002200.									

TABLEAU N° 7 (*Suite*)

Tuyaux circulaires en tôle de 0m,900 de diamètre

Données communes aux expériences (N° 65 à N° 73).

Longueur de la conduite................... L = 43m,880
Section moyenne.......................... S = 0m²,63617
Périmètre moyen.......................... p = 2m,8275

Rapport.................................. $\frac{S}{Lp}$ = 0,0051276
Rapport entre la section de jaugeage... Σ et S $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,5719

DÉSIGNATIONS	N° 65	N° 66	N° 67	N° 68	N° 69	N° 70	N° 71	N° 72	N° 73
Température..................	14°,4	14°,6	14°,4	14°,6	14°,6	14°,8	14°,8	14°,8	14°,8
Pression barométrique..................	715	715	715	715	715	715	715	715	715
Degré hygrométrique..................	75	75	75	75	75	75	75	75	75
Poids du mètre cube d'air..................	1,1503	1,1495	1,1503	1,1495	1,1495	1,1486	1,1486	1,1486	1,1486
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage..................	4,646	5,131	5,399	5,646	6,213	6,420	7,049	7,060	7,533
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$..................	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans la conduite..................	7,304	8,079	8,487	8,876	9,767	10,091	11,080	11,096	11,841
Perte de charge moyennne observée..................	1,89	2,38	2,64	2,95	3,34	3,82	4,40	4,23	5,12
Rapport de majoration pour le gros flacon..................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée..................	2,14	2,70	3,00	3,34	3,78	4,33	5,00	4,80	5,81
$\alpha = \frac{h}{v^2}\frac{S}{Lp}\frac{\delta_o}{\delta}$..................	0,00021438	0,00022143	0,00022214	0,0002271	0,00021234	0,0002282	0,00021807	0,00020028	0,00022234

α moyen = 0,0002200.

Tuyaux circulaires en fer de 1m,000 de diamètre, neufs et peints au minium.

Données communes aux expériences (N° 74 à N° 81).

Longueur de la conduite .... $L = 18^{m},630$
Section moyenne .... $S = 0^{m^2},7854$
Périmètre moyen .... $p = 3^{m},1416$

Rapport .... $\frac{S}{Lp} = 0,0134190$
Rapport entre la section de jaugeage...... Σ et S $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 74	N° 75	N° 76	N° 77	N° 78	N° 79	N° 80	N° 81
Température........................	24°	23°,5	23°,6	23°,6	24°,2	24°	24°	23°
Pression barométrique........................	717	717	717	717	717	717	717	719,5
Degré hygrométrique........................	55	68	68	68	53	57	55	69
Poids du mètre cube d'air........................	1,1145	1,1149	1,1145	1,1145	1,1139	1,1142	1,1145	1,1177
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage........................	3,431	3,620	4,297	4,614	6,190	6,302	6,891	8,183
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite........................	4,368	4,609	5,471	5,875	7,881	8,023	8,774	10,418
Perte de charge moyenne observée........................	0,23	0,23	0,30	0,41	0,78	0,82	0,93	1,38
Rapport de majoration pour le gros flacon........................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée........................	0,26	0,27	0,34	0,46	0,88	0,92	1,06	1,56
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_e}{\delta}$	0,0002000	0,0001932	0,0002177	0,0001932	0,0002046	0,0002068	0,0001939	0,0002068
α moyen = 0,000200.								

TABLEAU N° 9

Grands caissons en bois de $1^m,500 \times 0^m,750$ (type A).

Données communes aux expériences (N° 82 à N° 86)

Longueur du parcours........................ $L = 73^m,380$
Section moyenne........................ $S = 1^{m^2},124$
Périmètre moyen........................ $p = 4^m,500$
Rapport........................ $\frac{S}{Lp} = 0,0034$

Rapport de la vitesse aux 3 points 7, 8, 9, avec la vitesse moyenne........................ = 0,931
Température........................ = 22°
Pression barométrique........................ = 717'
Degré hygrométrique........................ = 90
Poids du mètre cube d'air........................ = 1,1188

DÉSIGNATIONS	N° 82	N° 83	N° 84	N° 85	N° 86
Vitesse moyenne aux 3 points 7, 8, 9 = u........................	1,643	2,515	3,513	3,645	3,881
Rapport de correction $\frac{r}{u}$........................	0,931	0,931	0,931	0,931	0,931
Vitesse moyenne dans la conduite........................	1,530	2,342	3,271	3,394	3,613
Nombre de lectures de la perte charge........................	22	29	28	13	15
Perte de charge moyenne observée........................	0,15	0,29	0,66	0,70	0,73
Rapport de majoration pour le gros flacon........................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée........................	0,17	0,33	0,75	0,79	0,83
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$........................	0,000264	0,000268	0,000254	0,000251	0,000231

α moyen = 0,0002436.

TABLEAU N° 10

Caissons en bois de $1^m,000 \times 0^m,750$ (type B).

Données communes aux expériences (N° 87 à N° 90).

Longueur de la conduite........................ $L = 18^m,000$

Section de la conduite........................ $S = 0^{m2},750$

Périmètre moyen........................ $p = 3^m,500$

Rapport........................ $\frac{S}{Lp} = 0,0119$

Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et S $\frac{\Sigma}{S} = 1,498$

Température........................ = 18°

Pression barométrique........................ = 717

Degré hygrométrique........................ = 90

Poids du mètre cube d'air........................ = 1,1397

DÉSIGNATIONS	N° 87	N° 88	N° 89	N° 90
Vitesse moyenne aux 3 points 7, 8, 9 = u........	3,355	4,977	5,909	6,863
Rapport de correction $\frac{v}{u}$........	0,974	0,974	0,974	0,974
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage........	3,268	4,848	5,755	6,685
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$........	1,498	1,498	1,498	1,498
Vitesse moyenne dans la conduite........	4,894	7,262	8,622	10,014
Perte de charge moyenne observée........	0,40	1,01	1,42	1,90
Rapport de majoration pour le gros flacon........	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée........	0,45	1,14	1,61	2,16
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_0}{\delta}$........	0,0002368	0,0002712	0,0002722	0,0002696

α moyen = 0.0002622.

TABLEAU N° 11

Caissons rectangulaires en bois de $0^m,570 \times 0^m,450$ (type C).

Données communes aux expériences (N° 91 à N° 94).

Longueur de la conduite.................... $L = 22^m,160$

Section moyenne.......................... $S = 0^{m2},256$

Périmètre moyen .... $p = 2^m,040$

Rapport.................................. $\frac{S}{Lp} = 0,005674$

Rapport entre la section de jaugeage..... Σ et $S \frac{\Sigma}{S} = 4,382$

Température.............................. = 22°

Pression barométrique.................... = 721

Degré hygrométrique...................... = 62

Poids du mètre cube d'air................ = 1,1283

DÉSIGNATIONS	N° 91	N° 92	N° 93	N° 94
Vitesse moyenne aux 3 points 7, 8, 9 = u	1.258	2,923	3,435	4,567
Rapport de correction $\frac{v}{u}$	0,946	0,946	0,946	0,946
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,190	2,765	3,250	4,323
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	4,382	4,382	4,382	4,382
Vitesse moyenne dans la conduite	5,214	12,116	14,241	18,943
Nombre de lectures de la perte de charge	53	54	48	35
Perte de charge moyenne observée	1,32	4,94	7,34	11,33
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée	1,49	5,60	8,32	12,83
$\alpha = \frac{h}{v^2} \frac{S}{Lp} \frac{\delta_o}{\delta}$	0,00033104	0,00022970	0,00024720	0,00021527

α moyen = 0,00025381.

TABLEAU N° **12**

Tuyaux elliptiques, avec coude d'angle égal à 15°.

Données communes aux expériences (N° 95 à N° 102).

Longueur développée de la conduite.......... $L = 18^m,55$
Section de la conduite........................ $S = 0^{m^2},165$

Périmètre.................................. $p = 1^m,50$
Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et $S \frac{\Sigma}{S} = 2,0454$

DÉSIGNATIONS	N° 95	N° 96	N° 97	N° 98	N° 99	N° 100	N° 101	N° 102
Température....................	18°,5	18°,8	19°,3	19°,5	19°,5	19°,5	19°,5	19°,8
Pression barométrique....................	719	719	719	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique....................	85	85	85	85	85	85	85	85
Poids du mètre cube d'air δ....................	1,1379	1,1366	1,1350	1,1345	1,1345	1,1345	1,1345	1,1338
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage..........	1,903	3,036	3,553	4,213	4,906	5,698	6,600	7,381
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$....................	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite.................... ...	3,892	6,209	7,267	8,617	10,034	11,654	13,499	15,097
Perte de charge moyenne observée....................	0,79	1,79	2,50	3,36	4,19	6,06	7,90	10,03
Rapport de majoration pour le gros flacon..............	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiee totale H....................	0,89	2,01	2,84	3.81	4,74	6,86	8,95	11,37

TABLEAU N° **13**

Tuyaux elliptiques avec coude d'angle égal à 45°

Données communes aux expériences (N° 103 à N° 109)

Longueur développée de la conduite	L = 21ᵐ,000		Température	= 20°
Section de la conduite	S = 0ᵐ²,165		Pression barométrique	= 720
Périmètre	p = 1ᵐ,500		Degré hygrométrique	= 78
Rapport de la section de jaugeage	$\frac{\Sigma}{S}$ = 2,0454		Poids du mètre cube d'air δ	= 1,3360

DÉSIGNATIONS	N° 103	N° 104	N° 105	N° 106	N° 107	N° 108	N° 109
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	2,651	3,652	4,246	5,335	5,951	6,699	6,633
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite	5,142	7,470	8,685	10,912	12,172	13,702	13,567
Perte de charge moyenne observée	1,69	3,12	4,64	6,72	8,84	11,04	10,96
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	[illegible]
Perte de charge totale rectifiée H	1,91	3,53	5,26	7,61	[illegible]	[illegible]	[illegible]

Tuyaux elliptiques avec coude d'angle égal à 75°

Données communes aux expériences (N° 110 à N° 117)

Longueur développée de la conduite.......... $L = 21^{m},430$

Section de la conduite .... $S = 0^{m^2},165$

Périmètre .... $p = 1^{m},500$

Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et S $\frac{\Sigma}{S} = 2,0454$

DÉSIGNATIONS	N° 110	N° 111	N° 112	N° 113	N° 114	N° 115	N° 116	N° 117
Température	17°,4	17°,4	17°,2	17°,4	17°,4	17°,2	17°	17°
Pression barométrique..................................	721	721	721	721	721	721	721	721
Degré hygrométrique..................................	90	90	94	90	90	94	94	94
Poids du mètre cube d'air δ..............................	1,1457	1,1457	1,1461	1,1457	1,1457	1,1461	1,1470	1,1470
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage.............	3,168	4,536	5,225	5,104	5,808	6,379	6,655	6,919
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite..........................	6,480	9,278	10,687	10,440	11,880	13,049	13,612	14,152
Perte de charge moyenne observée..........................	2,61	5,31	7,26	7,11	9,00	10,55	11,75	13,23
Rapport de majoration pour le gros flacon.................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H.........................	2,95	6,01	8,23	8,06	10,20	12,00	13,32	14,99

TABLEAU N° **15**

Tuyaux elliptiques avec coude d'angle égal à 90°

Données communes aux expériences (N° 118 à N° 122)

Longueur développée de la conduite.......... $L = 21^m,610$
Section de la conduite...................... $S = 0^{m2},165$
Périmètre................................. $p = 1^m,500$
Rapport entre la section de jaugeage..... Σ et S $\frac{\Sigma}{S} = 2,0454$

Température.................................. = 20°
Pression barométrique........................ = 720
Degré hygrométrique.......................... = 86
Poids du mètre cube d'air δ................... = 1,1328

DÉSIGNATIONS	N° 118	N° 119	N° 120	N° 121	N° 122
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage....	1,118	2,046	2,805	4,092	4,774
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite	2,430	4,185	5.737	8,370	9,765
Perte de charge moyenne observée	0,47	1,30	2,22	4,47	6,17
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H	0,53	1,47	2,51	5,06	7,00

TABLEAU N° **16**.

Tuyaux elliptiques avec coude d'angle égal à 30°.

Données communes aux expériences (N°s 123 à N° 130).

Longueur développée de la conduite.......... $L = 18^m,750$
Section de la conduite.......................... $S = 0^{m2},165$
Périmètre.................................... $p = 1^m,500$
Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et S $\frac{\Sigma}{S} = 2,0454$

Température.............................. = 20°,2
Pression barométrique.......................... = 720
Degré hygrométrique .... = 75
Poids du mètre cube d'air δ.................. = 1,1331

DÉSIGNATIONS	N° 123	N° 124	N° 125	N° 126	N° 127	N° 128	N° 129	N° 130
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage.............	3,058	3,916	5,126	4,532	5,478	6,292	6,138	7,458
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2.0454	2,0454	2,0454	2,045
Vitesse moyenne dans la conduite........................	6,255	8,010	10,480	9,270	11,205	12,870	12,555	15,251
Perte de charge moyenne observée.........................	2,14	3,45	6,00	5,08	7,17	9,34	8,85	12,73
Rapport de majoration pour le gros flacon................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H.	2,42	3,91	6,80	5,75	8,12	10,58	10,02	14,42

TABLEAU N° **17**

Tuyaux elliptiques avec coude d'angle égal à 60°.

Données communes aux expériences (N° 131 à N° 136).

Longueur développée de la conduite.......... L = 21^m,190

Section de la conduite...................... S = 0^{m2},165

Périmètre.................................. p = 1,500

Rapport entre la section de jaugeage.... Σ et S $\frac{\Sigma}{S}$ = 2,0454

DÉSIGNATIONS	N° 131	N° 132	N° 133	N° 134	N° 135	N° 136
Température..................	19°,2	19°,2	19°,6	19°,6	20°	20°
Pression barométrique..................	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique..................	80	80	80	80	80	80
Poids du mètre cube d'air δ..................	1,1373	1,1373	1,1363	1,1363	1,1334	1,1334
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage..................	2,288	3,146	4,441	5,511	6,083	6,787
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$..................	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454	2,0454
Vitesse moyenne dans la conduite..................	4.680	6,435	9,084	11,272	12,442	13,882
Perte de charge moyenne observée..................	1,74	2,77	5,92	8,74	10,26	12,45
Rapport de majoration pour le gros flacon..................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H..................	1,97	3,14	6,70	9,90	11,63	14,11

TABLEAU N° 18

Tuyaux de $1^m,000$ de diamètre, avec coude d'angle égal à 90°

Longueur développée de la conduite...........	L =	$20^m,340$
Section de la conduite........................	S =	$0^{m2},7854$
Périmètre.....................................	p =	$3^m,1416$
Rapport entre la section de jaugeage... Σ et S	$\frac{\Sigma}{S}$ =	1,2732
Température..................................	=	21°,8
Pression barométrique........................	=	720
Degré hygrométrique..........................	=	77
Poids du mètre cube d'air δ..................	=	1,1259

DÉSIGNATIONS	N° 137	N° 138	N° 139	N° 140	N° 141	N° 142	N° 143	N° 144
Vitesse moyenne dans la conduite de jaugeage............	5,213	5,760	6,131	6,636	6,842	7,234	7,801	8,121
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite........................	6,638	7,333	7,806	8,449	8.712	9,211	9,932	10,340
perte de charge moyenne observée........................	1,04	1,32	1,44	1,56	1,72	1,85	2,10	2,34
Rapport de majoration pour le gros flacon................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
perte de charge totale rectifiée H.......................	1,17	1,50	1,63	1,77	1,95	2,10	2,38	2,65

TABLEAU N° **19**

Grands caissons de 1m,50 × 0m,750, avec coude brusque d'angle égal à 90°

Données communes aux expériences (N° 145 à N° 149)

Longueur développée de la conduite........... L = 102m,650
Section moyenne de la conduite............... S = 1m²,1248
Périmètre moyen.......................... p = 4m,5000
Température............................ = 22°

Pression barométrique......................... = 720
Degré hygrométrique.......................... = 78
Poids du mètre cube d'air. .... = 1,1249

DÉSIGNATIONS	N° 145	N° 146	N° 147	N° 148	N° 149
Vitesse moyenne dans la conduite........................	5,280	4,575	3,782	2,908	1,907
Nombre de lectures de la perte de charge..........................	20	23	25	24	25
Perte de charge moyenne observée..........................	4,79	3,57	2,46	1,44	0,65
Rapport de majoration pour le gros flacon..........................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge moyenne rectifiée H..........................	5,43	4,04	2,79	1,63	0,74
Perte de charge d'une conduite rectiligne de même longueur h...........	3,009	2,260	1,542	0,906	0,423
Excédent de perte de charge dû au coude (H — h)....................	2,408	1,784	[illegible]	[illegible]	[illegible]

Grands caissons avec coudes brusques d'angles égaux à 135° et 90°

Données communes aux expériences (N° 150 à N° 155)

Longueur développée de la conduite L = $21^m,0500$. | Section moyenne de la conduite S = $1^{m^2},1248$. | Périmètre moyen $p = 4,5000$

DÉSIGNATIONS	N° 150	N° 151	N° 152	N° 153	N° 154	N° 155
Température	20°	20°	20°	20°	20°	20°
Pression barométrique	718	718	718	718	718	718
Degré hygrométrique	58	58	70	70	70	70
Poids du mètre cube d'air δ	1,1325	1,1325	1,1313	1,1313	1,1313	1,1313
Vitesse moyenne dans la conduite	5,182	6,121	6,300	6,179	6,609	5.881
Nombre de lectures de la perte de charge	53	44	40	43	47	170
Perte de charge moyenne observée	3,39	4,54	4,80	4,60	3,49	0,87
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H	3,84	5,14	5,44	5,21	3,95	0,99

TABLEAU N° **21**

Grands caissons avec coudes brusques d'angles égaux à 45° et 90°

Données communes aux expériences (N° 156 à N° 159)

Longueur développée de la conduite..........	L = 24^m,375	Pression barométrique........................	= 720
Section moyenne...........	S = 1$^{m^2}$,1248	Degré hygrométrique........................	= 69
Périmètre moyen..........................	p = 4^m,5000	Poids du mètre cube d'air δ.....................	= 1,1259
Température................................	= 22°		

DÉSIGNATIONS	N° 156	N° 157	N° 158	N° 159
Vitesse moyenne dans la conduite..................................	5,740	5,590	6,110	6,060
Nombre de lectures de la perte de charge.	25	26	52	50
Perte de charge moyenne observée..................................	8,08	7,57	5,80	5,72
Rapport de majoration pour le gros flacon..............................	1.133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H..................................	9,16	8,58	6,57	6,49

TABLEAU N° 22

Grands caissons avec coudes brusques d'angles égaux à 90°, 133°,30 et 87°,30

Données communes aux expériences (N° 160 à N° 163)

Longueur développée de la conduite..........	L =	$39^m,820$
Section moyenne..........................	S =	$1^{m^2},12485$
Périmètre moyen..........................	p =	$4^m,500$
Température..............................	=	20°
Pression barométrique..........................	=	718
Degré hygrométrique..........................	=	70
Poids du mètre cube d'air..........................	=	1,1313

DÉSIGNATIONS	N° 160	N° 161	N° 162	N° 163
Vitesse moyenne dans la conduite....................	6,090	5,960	5,97	5,910
Nombre de lectures de la perte de charge....................	19	22	19	21
Perte de charge moyenne observée....................	3,00	2,85	6,47	6,38
Rapport de majoration pour le gros flacon....................	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge totale rectifiée H....................	3,40	3,23	7,33	7,23

TABLEAU N° 23

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de 1^m,000 de diamètre

1re Série. — Guichet de 0^m,254 de diamètre

Données communes aux expériences (N° 164 à N° 168)

Longueur de la conduite .... L = 18^m,630
Section moyenne de la conduite .... S = 0^{m2},7854
Section du guichet.............................. s = 0^{m2},0809

Rapport des sections .... $\frac{S}{s}$ = 9,7082
Rapport... $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,2732

DÉSIGNATIONS	N° 164	N° 165	N° 166	N° 167	N° 168
Observations atmosphériques :					
Température	19°,6	19°,4	19°,8	19°,6	19°
Pression barométrique	722	722	722	722	722
Degré hygrométrique	87	88	87	87	87
Poids du mètre cube d'air δ	1,1376	1,1380	1,1367	1,1376	1,1403
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,633	0,715	0,735	0,789	0,833
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	0,806	0,910	0,936	1,005	1,050
Perte de charge observée	16,16	22,45	19,94	24,58	31,15
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	18,31	25,44	25,59	27,86	35,29
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0930	0,0116	0,0117	0,0145	0,0160
Perte de charge du guichet, calculée par différence H — h = h'	18,302	25,425	25,582	27,843	35,274
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s}\frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2}}}$	0,6720	0,6400	0,6610	0,6181	0,6338

Valeur moyenne de m = 0,6611

TABLEAU N° 24.

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de $1^m,000$ de diamètre.

2e Série. — Guichet de $0^m,321$ de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 169 à N° 173).

Longueur de la conduite........................ $L = 18^m,630$

Section moyenne de la conduite........... ... $S = 0^{m^2},7854$

Section du guichet............................ $s = 0^{m^2},0809$

Rapport des sections .... $\frac{S}{s} = 9,7082$

Rapport.. $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 169	N° 170	N° 171	N° 172	N° 173
Observations atmosphériques :					
Température..............................	20°,5	20°,8	21°	20°,5	20°,4
Pression barométrique....................	721	721	721	721	721
Degré hygrométrique.....................	84	84	84	85	85
Poids du mètre cube d'air δ..................	1,1324	1,1310	1,1302	1,1323	1,1325
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage.....................	1,1254	1,2075	1,3307	1,3512	1,4846
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V..............................	1,4329	1,5373	1,6942	1,7203	1,8901
Perte de charge observée..................................	19,856	22,770	28,735	27,957	35,224
Rapport de majoration pour le gros flacon..............................	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	22,496	25,798	32,556	31,675	39,908
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0292	0,0336	0,0468	0,0421	0,0507
Perte de charge du guichet, calculée par différence, $H - h = h'$..........	22,467	25,764	32,509	31,632	39,85
Valeur du coefficient m, déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$.......	0,6573	0,6513	0,6462	0,6607	0,6516
Valeur moyenne de $m = 0,6534$.					

TABLEAU N° **25**

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de $1^m,000$ de diamètre.

3e Série. — Guichet de $0^m,385$ de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 174 à N° 179).

Longueur de la conduite.................... $L = 18^m,630$
Section moyenne de la conduite............. $S = 0^{m2},7854$
Section du guichet......................... $s = 0^{m2},1164$

Rapport des sections........................ $\frac{S}{s} = 6,7465$
Rapport.................................... $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 174	N° 175	N° 176	N° 177	N° 178	N° 179
Observations atmosphériques :						
Température	22°,6	22°,4	22°,6	22°	21°,8	21°,8
Pression barométrique	721	721	721	721	721	721
Degré hygrométrique	74	77	75	78	80	80
Poids du mètre cube d'air δ	1,1243	1,1248	1,1242	1,1265	1,1271	1,1275
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,3800	1,6385	1,6490	1,7924	1,9668	2,1822
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,7553	2,0861	2,0991	2,2820	2,5041	2,7783
Perte de charge observée	14,688	21,955	22,446	26,433	30,056	36,400
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1.133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	16,641	24,875	25,432	29,948	34,053	41,241
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0435	0,0620	0,0621	0,0735	0,0884	0,1112
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	16,598	24,813	25,370	29,875	33,965	41,130
Valeur du coefficient m, déduit de la formule $m = \frac{S}{s}\frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{\ldots}}}$	0,6307	0,6148	0,6120	0,6135	0,6300	0,6347

TABLEAU N° 26

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de 1m,000 de diamètre.

4e Série. — Guichet de 0m,440 de diamètre

Données communes aux expériences (N° 180 à N° 186).

Longueur de la conduite........ $L = 18^m,630$
Section moyenne de la conduite........ $S = 0^{m2},7854$
Section du guichet........ $s = 0^{m2},1520$

Rapport des sections........ $\frac{S}{s} = 5,1654$
Rapport........ $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 180	N° 181	N° 182	N° 183	N° 184	N° 185	N° 186
Observations atmosphériques :							
Température........	24°,6	24°,6	24°	24°	23°,4	23°,4	23°,1
Pression barométrique........	721	720	720	720	720	720	721
Degré hygrométrique........	68	69	71	71	71	71	72
Poids du mètre cube d'air δ........	1,1164	1,1147	1,1171	1,1171	1,1197	1,1197	1,1224
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage........	1,3510	1,5431	2,9555	1,9967	2,2640	2,5019	2,5122
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$........	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V........	1,7207	1,9646	2,4897	2,5421	2,8835	3,1854	3,1985
Perte de charge observée........	8,165	10.680	16,100	17,017	22,785	26,875	28,780
Rapport de majoration pour le gros flacon........	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H........	9,250	12,100	18,241	19,280	25.815	30,449	32,607
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h........	0,0428	0,0540	0,0869	0,0906	0,1168	0,1425	0,1440
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$........	9.208	12,046	18,154	19,189	25,698	30,306	32,463
Valeur du coefficient m, déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2 \delta}}}$........	0,6239	0,6141	0,6319	0,6282	0,6179	0,6272	0,6114
Valeur moyenne de $m = 0,6221$.							

TABLEAU N° 27

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de 1^m,000 de diamètre.

5e Série. — Guichet de 0^m,486 de diamètre.

Données communes aux expériences (N° 187 à N° 194).

Longueur de la conduite.................... $L =$ 18^m,630

Section moyenne de la conduite.............. $S =$ 0^{m2},7854

Section du guichet......................... $s =$ 0^{m2},18551

Rapport des sections......................... $\frac{S}{s} =$ 4,2337

Rapport....................................... $\frac{\Sigma}{S} =$ 1,2732

DÉSIGNATIONS	N° 187	N° 188	N° 189	N° 190	N° 191	N° 192	N° 193	N° 194
Observations atmosphériques :								
Température	20°,	20°	20°,3	20°,3	22°	23°,3	24°6	24°,6
Pression barométrique	720	720	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique	79	79	78	78	76	69	68	68
Poids du mètre cube d'air δ	1,1335	1,1335	1,1343	1,1343	1,1251	1,1203	1,1149	1,1149
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,9730	1,3330	1,6480	1,8000	2,1204	2,3782	2,4813	2,6875
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,2395	1,6835	2,0978	2,2927	2,6996	3,0279	3,1591	3,4217
Perte de charge observée	2,57	5,15	7,41	9,16	12,31	15,19	17,15	19,88
Rapport de majoration pour le gros flacon	1.133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	2,911	5,835	8,395	10,378	13,952	17,210	19,436	22,533
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0219	0,0385	0,0626	0,0748	0,1028	0,1289	0,1396	0,1638
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	2,889	5,796	8,332	10,303	13,850	17,081	19,297	22,369
Valeur du coefficient m, calculée par la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2 \delta}}}$	0,6313	0,6272	0,6297	0,6205	0,6266	0,6308	0,6196	0,6227

Valeur moyenne de m = 0,6260.

TABLEAU N° 28

Guichets circulaires intercalés dans la conduite de $1^{m},000$ de diamètre

6me Série. — Guichet de $0^{m},555$ de diamètre

Données communes aux expériences (N° 195 à N° 202)

Longueur de la conduite .... $L = 18^{m},630$
Section moyenne de la conduite .... $S = 0^{m2},7854$
Section du guichet........................ $s = 0^{m2},24192$

Rapport des sections .... $\frac{S}{s} = 3,2465$
Rapport .... $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 195	N° 196	N° 197	N° 198	N° 199	N° 200	N° 201	N° 202
Observations atmosphériques :								
Température..................	19°,2	19°,3	19°,2	19°,3	19°,3	19°,6	19°,3	19°,5
Pression barométrique..................	720	720	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique..................	88	88	88	86	88	84	88	84
Poids du mètre cube d'air δ..................	1,1362	1,1357	1,1362	1.1359	1,1357	1,1348	1,1357	1,1352
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage..................	1,6668	1,8730	2,1823	2,3473	2,5000	2,6463	2,7597	2,8440
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$..................	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V..................	2,1221	2,3847	2,7785	2,9885	3,1832	3,3692	3,5136	3,6210
Perte de charge observée..................	3,930	4.725	6.695	7,660	8.575	10,195	10,890	11,200
Rapport de majoration pour le gros flacon..................	1,133	1,133	1.133	1.133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H..................	4,452	5,353	7,585	8,778	9,715	11,550	12,338	12,689
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h..................	0,0642	0,0810	0,1100	0,1267	0,1444	0,1616	0,1755	0,1868
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$..................	4,388	5,272	7,475	8,651	9,571	11,389	12,162	12,502
Valeur du coefficient m, déduit de la formule : $m = \frac{S}{s} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6363	0,6490	0,6379	0,6381	0,6442	0,6285	0,6334	0,6376
Valeur moyenne de $m = 0,6381$.								

TABLEAU N° **29**

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 1m000 de diamètre

1re Série. — Guichet de 0m278 de côté

Données communes aux expériences (N° 203 à N° 207)

Longueur de la conduite	$L = 18^m,630$	Rapport des sections	$\frac{S}{s} = 16,5260$
Section moyenne de la conduite	$S = 0^{m2},7854$	Rapport	$\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$
Section du guichet	$s = 0^{m2},0475$		

DÉSIGNATIONS	N° 203	N° 204	N° 205	N° 206	N° 207
Observations atmosphériques :					
Température	19°	19°	19°	18°6	18°6
Pression barométrique	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique	95	95	95	95	98
Poids du mètre cube d'air δ	1,1347	1,1347	1,1347	1,1365	1,1362
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,5739	0,6607	0.7801	0,8008	0,8523
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	0,7306	0,8488	0,9932	1,0195	1,0851
Perte de charge observée	16,620	22,590	28,378	28,030	31,505
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	18,830	25,594	32,152	31,633	35,695
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0076	0,0102	0,0140	0,0177	0,0168
Perte de charge calculée par différence $H - h = h'$	18,822	25,583	32,138	31,615	35,678
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6430	0,6424	0,6670	0,6908	0,6503

Valeur moyenne de $m = 0,6587$

TABLEAU N° 30

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 1^{m}000 de diamètre

2e Série. — Guichet de 0^{m}286

Données communes aux expériences (N° 208 à N° 214)

Longueur de la conduite .... $L = 18^m,630$

Section moyenne de la conduite .... $S = 0^{m^2},7854$

Section du guichet .... $s = 0^{m^2},0817$

Rapport des sections .... $\frac{S}{s} = 9,6010$

Rapport .... $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 208	N° 209	N° 210	N° 211	N° 212	N° 213	N° 214
Observations atmosphériques :							
Température	19°6	19°6	19°6	19°6	19°6	19°2	19°2
Pression barométrique	719	719	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique	95	95	95	95	95	95	95
Poids du mètre cube d'air δ	1,1332	1,1332	1,1332	1,1332	1,1332	1,1342	1,1342
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,6977	0,9245	1,1513	1,2441	1,3280	1,3987	1,4709
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	0,8973	1,1770	1,4658	1,5838	1,6910	1,7808	1,8727
Perte de charge observée	8,190	14,370	20,210	24,514	28,338	30,888	34.568
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	9,279	16,281	22,897	27,774	32,106	34,996	39,165
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0138	0,0197	0,0367	0,0356	0,0406	0,0451	0,0499
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	9,265	16,261	22,861	27,738	32,066	34,951	39,115
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6352	0,6294	0,6314	0.6471	0,6427	0,6484	0,6448
Valeur moyenne de $m = 0,6398$							

TABLEAU N° 31

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 1^m,000 de diamètre

3me Série. — Guichet de 0^m,342 de côté

Données communes aux expériences (N° 215 à N° 222)

Longueur de la conduite	$L = 18^m,630$	Rapport des sections	$\frac{S}{s} = 6,7235$
Section moyenne de la conduite	$S = 0^{m2},7854$		
Section du guichet	$s = 0^{m2},1169$	Rapport	$\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 215	N° 216	N° 217	N° 218	N° 219	N° 220	N° 221	N° 222
Observations atmosphériques :								
Température	20°,4	20°,4	20°	20°,8	20°	20°	20°	20°
Pression barométrique	719	719	719	719	719	719	779	719
Degré hygrométrique	90	95	95	85	95	95	95	95
Poids du mètre cube d'air δ	1,1290	1,1285	1,1303	1,1273	1,1303	1,1303	1,1303	1,1303
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,0585	1,2880	1,4915	1,5946	1,6874	1,7420	1,8421	2,0380
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,3476	1,6401	1,8989	2,0302	2,1483	2,2190	2,3453	2,5947
Perte de charge observée	7,526	13,390	16,730	18,875	21,865	22,120	25,718	30,972
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	8,526	15,170	18,955	21,385	24,773	25,061	29,138	35,091
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0258	0,0380	0,0511	0,0582	0,0520	0,0698	0,0779	0,0925
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	8,501	15,132	18,903	21,327	24,721	24,992	29,060	34,998
Valeur du coefficient m, déduit de la formule : $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{\dots}}}$	0,6710	0,6173	0,6518	0,6409	0,6306	0,6473	0,6423	0,6405

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 4m,000 de diamètre.

4e Série. — Guichet de 0m,390 de côté.

Données communes aux expériences (No 223 à No 231).

Longueur de la conduite.................... L = 18m,630

Section moyenne de la conduite.............. S = 0m2,7854

Section du guichet.......................... s = 0m2,1521

Rapport des sections........................ $\frac{S}{s} = 5{,}1637$

Rapport..................................... $\frac{\Sigma}{s} = 1{,}2732$

DÉSIGNATIONS	No 223	No 224	No 225	No 226	No 227	No 228	No 229	No 230	No 231
Observations atmosphériques :									
Température	21°,5	21°,3	21°,2	21°,2	21°	21°,7	21°	21°	21°
Pression barométrique	719	719	719	719	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique	75	75	76	77	78	73	80	81	80
Poids du mètre cube d'air δ	1,1258	1,1267	1,1280	1,1269	1,1277	1,1252	1,1274	1,1273	1,1274
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,3678	1,328	1,8421	2,1204	2,2854	2,4585	2,5019	2,6153	2,6978
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,272	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite v	1,7414	2,0719	2,3448	2,6996	2,9097	3,1298	3,1854	3,3297	3,4348
Perte de charge observée	8,040	11,600	14,360	19,260	21,780	25,260	25,320	29,105	31,910
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	9,109	13,142	16,269	21,821	24,676	28,619	28,687	32,975	36,154
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0429	0,0607	0,0778	0,1030	0,1198	0,1741	0,1435	0,1568	0,1325
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	9,066	13,082	16,192	21,718	24,556	28,445	28,544	32,819	36,021
Valeur du coefficient m, déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2 \delta}}}$	0,6286	0,6232	0,6333	0,6294	0,6359	0,6362	0,6457	0,6314	0,6229
Valeur moyenne de $m = 0{,}6318$.									

TABLEAU N° 33

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 1m,000 de diamètre

5me Série. — Guichet de 0m,432 de côté

Données communes aux expériences (N° 232 à N° 240)

Longueur de la conduite.................... L = 18m,630
Section moyenne de la conduite.............. S = 0m²,7854
Section du guichet......................... s = 0m²,1866

Rapport des sections......................... $\frac{S}{s}$ = 4,2081
Rapport.. $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,2732

DÉSIGNATIONS	N° 232	N° 233	N° 234	N° 235	N° 236	N° 237	N° 238	N° 239	N° 240
Observations atmosphériques :									
Température	23°,6	23°,6	23°	23°	22°,8	22°,6	22°,6	22°,6	22°
Pression barométrique	719	719	719	719	719	719	719	719	719
Degré hygrométrique	65	64	65	66	68	70	70	70	70
Poids du mètre cube d'air δ	1,1180	1,1181	1.1194	1,1193	1.1225	1,1228	1,1228	1,1228	1,1242
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,7493	1,9658	2,2029	2,2132	2,3679	2,5947	2,6050	2,7597	2,8834
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1.2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite	2,2272	2,5028	2,8047	2,8178	3,0148	3,3035	3,3166	3,5136	3,6711
Perte de charge observée	8,020	10,250	11,920	13,140	14,500	16,560	18,290	20,630	21,239
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	9,086	16,613	13,505	14,887	16,428	18,762	20,722	23,373	24,064
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0695	0,0879	0,1104	0,1115	0,1280	0,1536	0.1549	0,1738	0,1901
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	9,017	11,525	13,394	14,776	16,300	18,608	20,567	23,199	23,874
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V'^2 \delta}}}$	0,6330	0,6301	0,6511	0,6270	0,6377	0,6516	0,6320	0,6253	0,6415

Valeur moyenne de m = 0,6366

TABLEAU N° 34

Guichets carrés intercalés dans la conduite de 1m,000 de diamètre

6me Série. — Guichet de 0m,490 de côté

Données communes aux expériences (N° 241 à N° 249)

Longueur de la conduite........................ $L = 18^m,630$
Section moyenne de la conduite................ $S = 0^{m2},7854$
Section du guichet............................ $s = 0^{m2},2401$

Rapport des sections.......................... $\frac{S}{s} = 3,2743$
Rapport....................................... $\frac{\Sigma}{S} = 1,2732$

DÉSIGNATIONS	N° 241	N° 242	N° 243	N° 244	N° 245	N° 246	N° 247	N° 248	N° 249
Observations atmosphériques :									
Température	24°	24°	24°	24°	24°	24°	24°2	24°2	24°2
Pression barométrique	720	720	720	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique	60	60	60	60	61	61	63	63	63
Poids du mètre cube d'air δ	1,1185	1,1185	1,1485	1,1185	1,1184	1,1184	1,1173	1,1173	1,1173
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,4503	1,8318	2,2339	2,4813	2,7390	2,9246	3,1824	3,4298	3,5638
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732	1,2732
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,8465	2,3322	2,8442	3,1591	3,4873	3,7236	4,0518	4,3668	4,3274
Perte de charge observée	2,990	4,950	6,640	8,730	11,340	12,100	14,610	15,790	17,465
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	3,387	5,619	7,523	9,891	12,840	13,709	16,553	17,890	19,787
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0479	0.0764	0,1135	0,1400	0,1706	0,1945	0,2301	0,2673	0,2885
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	3,339	5,543	7,409	9,751	12,669	13,514	16,323	17,622	19,499
Valeur du coefficient m, déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6358	0,6256	0,6531	0,6364	0,6201	0,6370	0,6316	0,6505	0,6459
Valeur moyene de $m = 0,6410$.									

TABLEAU N° 35

Guichets rectangulaires intercalés dans la conduite de 0m,900 de diamètre.

1re Série. — Guichet de 0m,850 × 0m,111

Données communes aux expériences (N° 250 à N° 260)

Longueur de la conduite.................... L = 45m.640

Section moyenne de la conduite.............. S = 0m²,6361

Section du guichet........................ s = 0m²,0943

Rapport des sections........................ $\frac{S}{s}$ = 6,7426

Rapport.................................... $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,5719

DESIGNATIONS	N° 250	N° 251	N° 252	N° 253	N° 254	N° 255	N° 256	N° 257	N° 258	N° 259	N° 260
Observations atmosphériques :											
Température	15°6	15°6	15°6	15°6	15°6	15°6	15°8	15°8	15°8	15°8	15°8
Pression barométrique	720	720	720	720	720	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique	68	68	68	68	68	68	69	69	69	69	69
Poids du mètre cube d'air δ	1,1537	1,1537	1,1537	1,1537	1,1537	1,1537	1,1528	1,1528	1,1528	1,1528	1,1528
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,9480	1,0172	1,0700	1,1410	1,1822	1,2750	1,4090	1,4500	1,4270	1,5843	1,8000
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,4905	1,5990	1,6023	1,7935	1,8583	2,0048	2,2149	2,2797	2,4425	2,4904	2,8306
Perte de charge observée	10,820	12,360	13,410	15,480	16,600	18,730	21,970	25,200	28,060	30,648	34,710
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	12,259	14,003	15,193	17,538	18,807	21,221	24,892	28,552	31,791	34,724	39,326
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0917	0,1055	0,1475	0,1328	0,1428	0,1659	0,2024	0,2140	0,2459	0,2660	0,3302
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	12,167	13,897	15,046	17,406	18,664	21,055	24,689	28,338	31,546	34,458	38,996
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6330	0,6352	0,6416	0,6399	0,6369	0,6459	0,6574	0 6341	0,6429	0,6394	0,6675
Valeur moyenne de m = 0,6431											

TABLEAU N° **36**

Guichets rectangulaires intercalés dans la conduite de 0m,900 de diamètre

2e Série. — Guichet de 0m,750 × 0m,126

Données communes aux expériences (N° 261 à N° 269)

Longueur de la conduite	L = 45m,640	Rapport des sections	$\frac{S}{s}$ = 6,7319
Section moyenne de la conduite	S = 0m²,6361	Rapport	$\frac{\Sigma}{S}$ = 1,5719
Section du guichet	s = 0m²,0945		

DÉSIGNATIONS	N° 261	N° 262	N° 263	N° 264	N° 265	N° 266	N° 267	N° 268	N° 269
Observations atmosphériques :									
Température	15°6	15°4	15°6	15°8	16°	16°4	16°4	16°4	16°4
Pression barométrique	720	720	720	720	720	720	720	720	720
Degré hygrométrique	69	69	69	69	69	69	69	69	69
Poids du mètre cube d'air δ	1,1539	1,1543	1,1539	1,1528	1,1519	1,1501	1,1501	1,1501	1,1501
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,9219	1,0482	1,0760	1,1686	1,3226	1,4812	1,5121	1,5570	1,6359
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,4492	1,6476	1,6912	1,8370	2,0790	2,3283	2,3769	2,4475	2,5714
Perte de charge observée	10,400	9,260	13,500	15,850	19,100	22,400	25,000	27,300	30,400
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	11,783	10,491	15,295	17,950	21,640	25,380	28,325	30,980	34,443
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0867	0,1120	0,1182	0,1391	0,1780	0,2393	0,2325	0,2463	0,2719
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	11,696	10,379	15,177	17,810	21,462	25,140	28,092	30,684	34,171
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2 \delta}}}$	0,6272	0,7429	0,6416	0,6425	0,6602	0,6417	0,6595	0,6496	0,6479
Valeur moyenne de m = 0,6570									

TABLEAU N° 37

Guichets rectangulaires intercalés dans la conduite de 0m900 de diamètre

3e Série. — Guichet de 0m650 × 0m145

Données communes aux expériences (N° 270 à N° 278)

Longueur de la conduite	$L =$	45m,640
Section moyenne de la conduite	$S =$	0m²,6361
Section du guichet	$s =$	0m²,0945
Rapport des sections	$\frac{S}{s} =$	6,7266
Rapport	$\frac{\Sigma}{S} =$	1,5719

DÉSIGNATIONS	N° 270	N° 271	N° 272	N° 273	N° 274	N° 275	N° 276	N° 277	N° 278
Observations atmosphériques :									
Température	13°6	13°6	13°3	13°3	13°3	13°3	12°5	12°5	12°5
Pression barométrique	721	721	721	721	721	721	721	721	721
Degré hygrométrique	92	92	92	94	94	94	94	94	94
Poids du mètre cube d'air δ	1,1640	1,1640	1,1643	1,1643	1,1643	1,1643	1,1691	1,1691	1,1691
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,8387	1,0450	1,0535	1,3021	1,3163	1,5430	1,5496	1,6049	1,7596
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans le parcours V	1,3184	1,6426	1,6560	2,0467	2,0690	2,4256	2,4360	2,5228	2,7659
Perte de charge observée	8,940	10,940	13,500	17,470	21,490	26,200	27,530	30,600	32,500
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	5,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	10,129	12,395	15,295	19,793	24,348	29,684	31,191	34,669	36,320
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0721	0,1119	0,1147	0,1744	0,1930	0,2459	0,2480	0,2660	0,3200
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	10,056	12,283	15,180	19,619	24,155	29,438	30,943	34,403	36,500
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6175	0,6881	0,6311	0,6805	0,6878	0,6618	0,6496	0,6391	0,6762
Valeur moyenne de $m = 0,6391$									

TABLEAU N° 38

Guichets rectangulaires dans les tuyaux de 0m,900 de diamètre

4me Série. — Guichet de 0m,550 × 0m,172

Données communes aux expériences (N° 279 à N° 289)

Longueur de la conduite........................ L = 45m,640
Section moyenne de la conduite................ S = 0^{m2},6361
Section du guichet........................ s = 0^{m2},0946

Rapport des sections........................ $\frac{S}{s}$ = 6,7249
Rapport........................ $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,5719

DÉSIGNATIONS	N° 279	N° 280	N° 281	N° 282	N° 283	N° 284	N° 285	N° 286	N° 287	N° 288	N° 289
Température	17°	17°4	16°6	16°6	16°4	16°4	15°6	16°	15°6	15°6	15°6
Pression barométrique	721	721	721	721	721	721	721	721	721	721	721
Degré hygrométrique	75	73	75	75	78	78	78	78	78	80	80
Poids du mètre cube d'air δ	1,1486	1,1471	1,1504	1,1504	1,1512	1,1512	1,1545	1,1528	1,1545	1,1544	1,1544
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,0243	1,1400	1,1477	1,2375	1,2787	1,3406	1,3956	1,4314	1,4855	1,5383	1,6225
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans le parcours V	1,6102	1,7930	1,8040	1,9452	2,0100	2 1073	2,1937	2,2500	2,3342	2,4180	2,5504
Perte de charge observée	11,906	15,150	14,950	16,830	19,933	20,350	21,269	23,600	24,780	26,543	29,826
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	13,489	17,164	16,938	19,068	22,584	23,056	24,097	26,738	28,075	30,073	33,793
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,1069	0,1323	0,1343	0,1562	0,1671	0,1837	0,1994	0,2094	0,2257	0,2422	0,2695
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	13,382	17,032	16,804	18,912	22,417	22,872	23,898	26,529	27,850	29,831	33,524
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6472	0,6393	0,6476	0,6571	0,6274	0,6489	0,6601	0,6439	0,6475	0,6521	0,6491

Valeur moyenne de m = 0,6472.

TABLEAU N° **39**

Guichets rectangulaires dans les tuyaux de 0m900 de diamètre

5e Série. — Guichet de 0m450 × 0m210

Données communes aux expériences (*N° 290 à N° 301*)

Longueur de la conduite .... L = 45m,640

Section moyenne de la conduite .... S = 0m²,6361

Section du guichet .... s = 0m²,0945

Rapport des sections .... $\frac{S}{s}$ = 6,7255

Rapport .... $\frac{\Sigma}{S}$ = 1,5719

DÉSIGNATIONS	N° 290	N° 291	N° 292	N° 293	N° 294	N° 295	N° 296	N° 297	N° 298	N° 299	N° 300	N° 301
Observations atmosphériques :												
Température	19°6	19°4	19°4	19°4	18°6	19°2	18°4	18°2	18°2	18°2	18°2	17°6
Pression barométrique	721	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5	721,5
Degré hygrométrique	65	64	65	64	65	65	65	66	66	67	67	68
Poids du mètre cube d'air δ	1,1400	1,1399	1,1400	1,1399	1,1443	1,1400	1,1442	1,1450	1,1450	1,1450	1,1450	1,1475
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	0,9328	1,0640	1,1275	1,2375	1,2993	1,4184	1,4850	1,5950	1,5950	1,6816	1,7256	1,9181
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans la conduite V	1,4660	1,6732	1,7684	1,9452	2,0425	2,2296	2,3342	2,5072	2,5072	2,6432	2,7125	3,0150
Perte de charge observée	9,700	12,390	14,053	16,310	18,572	21,710	23,217	27,140	28,430	31,100	33,603	37,920
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	10,990	14,037	15,922	18,479	21,042	24,597	26,304	30,749	32,211	35,236	38,072	42,963
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,0880	0,1145	0,1279	0,1548	0,1713	0,2033	0,1948	0,2583	0,2582	0,2871	0,3023	0,3743
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	10,902	13,923	15,794	18,324	20,870	24,394	26,110	30,491	31,952	34,949	37,769	42,589
Valeur du coefficient m déduit de la fle $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6503	0,6560	0,6514	0,6639	0,6548	0,6600	0,6277	0,6647	0,6509	0,6556	0,6480	0,6759
Valeur moyenne de m = 0,6550												

TABLEAU N° **40**

Guichets rectangulaires intercalés dans la conduite de $0^m,900$ de diamètre.

6e Série. — Guichet de $0^m,350 \times 0^m,270$

Données communes aux expériences (N° 302 à N° 312)

Longueur de la conduite .... $L =$ $45^m,640$	Rapport des sections	$\frac{S}{s} = 6,7319$
Section moyenne de la conduite .... $S =$ $0^{m2},6361$	Rapport	$\frac{\Sigma}{S} = 1,5719$
Section du guichet .... $s =$ $0^{m2},0945$		

DÉSIGNATIONS	N° 302	N° 303	N° 304	N° 305	N° 306	N° 307	N° 308	N° 309	N° 310	N° 311	N° 312
Observations atmosphériques :											
Température	19°8	19°6	19°6	19°7	20°	19°8	20°	19°2	19°	18°6	18°6
Pression barométrique	722,2	722,2	722,2	722,2	722,2	722,2	722,2	722,2	722,2	722,5	722,5
Degré hygrométrique	58	58	58	58	60	58	63	66	66	67	67
Poids du mètre cube d'air δ	1,1417	1,1417	1,1417	1.1417	1,1387	1,1417	1,1387	1,1424	1,1424	1,1452	1,1452
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,0312	1,1687	1,2413	1,3337	1,4300	1,4712	1,4780	1,5058	1,5606	1,6981	1,7668
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dans le parcours V	1,6210	1,8371	1,9514	2,0965	2,2478	2,3126	2,3234	2,3669	2,4531	2,6692	2,7772
Perte de charge observée	12.200	15.430	16,930	17,940	22,740	24,300	25,000	24,748	27,308	30,910	31,844
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1.133	1,133	1,133	1.133	1,133	1,133	1,133	1.133
Perte de charge rectifiée totale H	13,822	17,482	19,181	20,326	25,764	27,531	28,325	28,039	30,940	35,021	36,079
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,1076	0,1383	0,1560	0,1800	0,1972	0,2191	0,2106	0,2296	0,2467	0,2928	0,3011
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	13,715	17,343	19,025	20,146	25,566	27,312	28,114	27,809	30,694	34,728	35,778
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \frac{1}{1+\sqrt{\frac{2gh'}{V^2\delta}}}$	0,6429	0,6474	0,6557	0,6817	0,6512	0,6493	0,6494	0,6578	0,6498	0,6640	0,6636
Valeur moyenne de $m = 0,6557$.											

TABLEAU N° 41

Guichets rectangulaires intercalés dans la conduite de 0m,900 de diamètre

7me Série. — Guichet de 0m,307 × 0m,307

Données communes aux expériences (N° 313 à N° 323)

Longueur de la conduite .... L = 45m,640
Section moyenne de la conduite .... S = 0m²,63617
Section du guichet .... s = 0m²,0942

Rapport des sections .... $\frac{S}{s} = 6{,}7499$
Rapport .... $\frac{\Sigma}{S} = 1{,}5719$

DÉSIGNATIONS	N° 313	N° 314	N° 315	N° 316	N° 317	N° 318	N° 319	N° 320	N° 321	N° 322	N° 323
Observations atmosphériques :											
Température	19°8	19°8	19°8	19°8	19°8	19°4	19°8	19°6	19°	19°6	19°8
Pression barométrique	722	722	722	722	722	722	722	722	722	722,2	722
Degré hygrométrique	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55
Poids du mètre cube d'air δ	1,1415	1,1415	1,1415	1,1415	1,1415	1,1424	1,1415	1,1420	1,1434	1,1420	1,1415
Vitesse moyenne dans la section de jaugeage	1,0037	1,1422	1,2100	1,2925	1,3887	1,4575	1,5469	1,0956	1,7462	1,7653	1,8081
Rapport de majoration $\frac{\Sigma}{S}$	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719	1,5719
Vitesse moyenne dons la conduite V	1,5777	1,7954	1,9020	2,0316	2,1829	2,2914	2,4310	1,7222	2,7449	2,7749	2,8422
Perte de charge observée	11,700	14,900	16,200	18,770	22,040	23,700	27,750	28,290	35,700	34,050	34,800
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée totale H	13,756	16,881	18,354	21,266	24,970	26,852	31,440	32,500	40,448	38,578	39,428
Perte de charge calculée pour la conduite sans guichet h	0,1012	0,1320	0,1482	0,1691	0,1979	0,2152	0,2420	0,3037	0,3090	0,3155	0,3309
Perte de charge du guichet calculée par différence $H - h = h'$	13,154	16,749	18,206	21,097	24,772	26,636	31,198	32,196	40,139	38,263	39,097
Valeur du coefficient m déduit de la formule $m = \frac{S}{s} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{\frac{2gh'}{V^2 \delta}}}$	0,6410	0,6459	0,6553	0,6507	0,6528	0,6532	0,6414	0,6790	0,6391	0,6334	0,6671

Valeur moyenne de $m = 0{,}6508$.

Puits du Treuil N° 1

Muraillé, sec, guidé avec des câbles, servant d'entrée d'air

Données communes aux expériences (N° 491 à N° 498)

Hauteur du tronçon expérimenté .... $L = 492^m,78$
Diamètre du puits .... $D = 3,75$
Section brute .... $\Sigma = 11^{m^2},0447$
Section utile .... $S = 11^{m^2},0160$
Périmètre du puits .... $p = 11^m,780$
Périmètre frottant total .... $P = 13^m,180$

Densité de l'air:
- au sommet .... $\delta_0 = 1,1821$
- à la base .... $\delta_1 = 1,2453$
- moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,2137$

Pression barométrique:
- au sommet .... $P_0 = 723$
- à la base .... $P_1 = 767,5$

Température:
- au sommet .... $t_0 = 10°$
- à la base .... $t_1 = 12,5$

Degré hygrométrique:
- au sommet .... $hg_0 = 86$
- à la base .... $hg_1 = 92$

Coefficient de correction ... $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1 (a + t_0)}{P_2 (a + t_1)}}{2} = 1,029$

DÉSIGNATIONS	N° 491	N° 492	N° 493	N° 494	N° 495	N° 496	N° 497	N° 498
Volume jaugé Q	24,4620	24,4990	24,5370	24,5550	24,5930	24,6120	24,6310	24,6490
Vitesse à la base du puits v	2,2206	2,2239	2,2274	2,2290	2,2325	2,2342	2,2359	2,2385
Coefficient de correction γ	1,0298	1,0298	1,0298	1,0298	1,0298	1,0298	1,0298	1,0298
Vitesse moyenne v_m	2,2785	2,282	2,2855	2,2870	2,2907	2,2925	2,2943	2,2969
Perte de charge observée h	0,328	0,269	0,208	0,277	0,404	0,244	0,324	0,215
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	0,372	0,305	0,235	0,314	0,458	0,277	0,367	0,244
$\alpha =$	0,0001202	0,0000982	0,0000756	0,0001088	0,0001463	0,0000884	0,0001169	0,0000775

α moyen $= 0,00010302$.

TABLEAU N° 43

Puits du Bardot.

Muraillé, guidé avec des câbles, servant de retour d'air.

Données communes aux expériences (N° 499 à N° 507)

Hauteur du tronçon expérimenté .... $L = 273^m,00$
Diamètre du puits .... $D = 3^m,50$
Section brute .... $\Sigma = 9^{m2},6211$
Section utile .... $S = 9^{m2},6118$
Périmètre du puits .... $p = 10^m,996$
Périmètre frottant total .... $P = 11^m,706$

Densité de l'air:
- au sommet .... $\delta_0 = 1,1377$
- à la base .... $\delta_1 = 1,1477$
- moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1427$

Pression barométrique ...... au sommet ... $P_0 = 716$; à la base .... $P_1 = 739$

Température .... au sommet ... $t_0 = 22°5$; à la base .... $t_1 = 23°$

Degré hygrométrique .... au sommet ... $hg_0 = 100$; à la base .... $hg_1 = 100$

Coefficient de correction ..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1(a + t_0)}{P_0(a + t_1)}}{2} = 1,0151$

DÉSIGNATIONS	N° 499	N° 500	N° 501	N° 502	N° 503	N° 504	N° 505	N° 506	N° 507
Volume jaugé Q	21,965	22,222	22,333	22,411	22,634	22,788	22,943	23,089	23,312
Vitesse à la base du puits v	2,285	2,312	2,323	2,331	2,354	2,370	2,387	2,402	2,425
Coefficient de correction γ	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151	1,0151
Vitesse moyenne V_m	2,319	2,347	2,358	2,367	2,390	2,406	2,423	2,438	2,462
Perte de charge observée h	0,704	0,696	0,690	0,707	0,732	0,740	0,728	0,718	0,760
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	0,797	0,788	0,782	0,801	0,829	0,838	0,825	0,813	0,861
α = ...	0,0004677	0,0004540	0,0004439	0,0004515	0,0004582	0,0004569	0,0004437	0,0004318	[illegible]

α moyen = 0,00045163

Puits des Flaches.

Muraillé sur une partie de sa hauteur, guidé avec des câbles, servant de retour d'air.

Perte de charge pour toute la hauteur du puits.

Données communes aux expériences (N° 508 à N° 524).

Hauteur du tronçon expérimenté { Longueur nue..... 132m37 ; Longueur muraillée 164m80 } L = 297m,17

Diamètre du puits .... D = 3m,33

Section brute .... Σ = 8m²,7093

Section utile .... S = 8m²,7000

Périmètre du puits .... p = 10m,470

Périmètre frottant total .... P = 11m,470

Densité de l'air { au sommet .... δ_0 = 1,1298 ; à la base .... δ_1 = 1,1632 ; moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2}$ = 1,1465 }

Pression barométrique .... { au sommet... P_0 = 719 ; à la base .... P_1 = 743 }

Température .... { au sommet... t_0 = 20° ; à la base .... t_1 = 21° }

Degré hygrometrique .... { au sommet... hg_0 = 100 ; à la base .... hg_1 = 100 }

Coefficient de correction ..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1 (a + t_0)}{P_0 (a + t_1)}}{2} = 1{,}0149$

DÉSIGNATIONS	N° 508	N° 509	N° 510	N° 511	N° 512	N. 513	N° 514	N° 515	N° 516
Volume jaugé Q	20,999	21,227	21,233	21,314	24,395	21,454	21,591	21,845	24,276
Vitesse à la base du puits v	2,413	2,439	2,446	2,453	2,459	2,466	2,481	2,505	2,790
Coefficient de correction γ	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149
Vitesse moyenne v_m	2,449	2,476	2,477	2,489	2,495	2,502	2,518	2,548	2,832
Perte de charge observée h	2,337	2,384	2,353	2,413	2,395	2,376	2,425	2,517	2,869
Rapport de majoration pour le gros flacon K.....	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	2,648	2,701	2,666	2,734	2.714	2,692	2,747	2,852	3,251
α = ...	0,0011788	0,0011751	0,0011608	0,0011784	0,0011639	0,0011481	0,0011567	0,0011732	0,001082

α moyen = 0,0011197.

TABLEAU N° 44 (Suite)

Puits des Flaches

Muraillé sur une partie de sa hauteur, guidé avec des câbles, servant de retour d'air

Perte de charge pour toute la hauteur du puits.

Données communes aux expériences (N° 508 à N° 524)

Hauteur du tronçon expérimenté { Longueur nue..... 132m37 / Longueur muraillée 164m80 }	$L = 297^m,17$	Pression barométrique.......	au sommet... P_0 = 719 à la base.... P_1 = 743	
Diamètre du puits........	$D = 3^m,33$			
Section brute........	$\Sigma = 8^{m^2},7093$	Température........	au sommet... t_0 = 20° à la base.... t_1 = 21°	
Section utile........	$S = 8^{m^2},7000$			
Périmètre du puits........	$p = 10^m,470$	Degré hygrométrique........	au sommet... hg_0 = 100 à la base.... hg_1 = 100	
Périmètre frottant total........	$P = 11^m,470$			
Densité de l'air, au sommet........	$\delta_0 = 1,1298$			
Densité de l'air, à la base........	$\delta_1 = 1,1632$			
Densité de l'air, moyenne........	$\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1465$	Coefficient de correction.....	$\gamma = \frac{1 + \frac{P_1 (a + t_0)}{P_0 (a + t_1)}}{2} =$	1,0149

DÉSIGNATIONS	N° 517	N° 518	N° 519	N° 520	N° 521	N° 522	N° 523	N° 524
Volume jaugé Q........	24,352	24,478	24,578	24,679	27,744	24,921	24,990	25,158
Vitesse à la base du puits v........	2,799	2,813	2,825	2,836	2,844	2,864	2,872	2,891
Coefficient de correction γ........	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149	1,0149
Vitesse moyenne v_m........	2,840	2,855	2,867	2,879	2,886	2,907	2,915	2,934
Perte de charge observée h........	2,877	3,030	2,966	2,916	3,034	2,965	2,956	2,958
Rapport de majoration pour le gros flacon K........	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r........	3,259	3,433	3,361	3,305	3,438	3,360	3,349	[illegible]

TABLEAU N° 45

Puits des Flaches

Tronçon muraillé, guidé avec des câbles, servant de retour d'air

Données communes aux expériences (N° 525 à N° 542)

Hauteur du tronçon expérimenté .... $L = 164^m,80$
Diamètre du puits.............................. $D = 3^m,50$
Section brute.................................. $\Sigma = 9^{m2},6211$
Section utile.................................. $S = 9^{m2},6118$
Périmètre du puits............................. $p = 11^m,000$
Périmètre frottant total....................... $P = 11^m,995$

Densité de l'air:
- au sommet................ $\delta_0 = 1,1400$
- à la base................ $\delta_1 = 1,1632$
- moyenne.............. $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1516$

Pression barométrique.......
- au sommet.... $P_0 = 729$
- à la base...... $P_1 = 743$

Température...............
- au sommet.... $t_0 = 20°$
- à la base...... $t_1 = 21°$

Degré hygrométrique........
- au sommet.... $hg_0 = 100$
- à la base...... $hg_1 = 100$

Coefficient de correction..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} = 1,0078$

DÉSIGNATIONS	N· 525	N· 526	N· 527	N· 528	N· 529	N· 530	N· 531	N· 532	N· 533
Volume jaugé Q	20,473	20,497	20,706	20,874	20,977	21,275	21,402	21,496	21,714
Vitesse à la base du puits v	2,130	2,139	2,154	2,171	2,182	2,213	2,226	2,236	2,259
Coefficient de correction γ	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078
Vitesse moyenne v_m	2,146	2,148	2,171	2,188	2,199	2,230	2,244	2,253	2,276
Perte de charge observée h	0,662	0,694	0,711	0,707	0,719	0,730	0,717	0,719	0,738
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	0,750	0,786	0,806	0,801	0,815	0,828	0,813	0,815	0,836
α = ...	0,0008220	0,0008604	0,0008632	0,0008449	0,0008506	0,0008399	0,0008189	0,0008100	0,0008147
α moyen = 0,0008233.									

TABLEAU N° 45 (*Suite*)

Puits des Flaches

Tronçon muralllé, guidé avec des câbles, servant de retour d'air

Données communes aux expériences (N° 525 à N° 542)

Hauteur dn tronçon expérimenté	$L =$	164m,80
Diamètre du puits	$D =$	3m,50
Section brute	$\Sigma =$	9m²,6211
Section utile	$S =$	9m²,6118
Périmètre du puits	$p =$	11m,000
Périmètre frottant total	$P =$	11m,995
Densité de l'air, au sommet	$\delta_0 =$	1,1400
Densité de l'air, à la base	$\delta_1 =$	1,1632
Densité de l'air, moyenne	$\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} =$	1,1516

Pression barométrique	au sommet	$P_0 =$	729
	à la base	$P_1 =$	743
Température	au sommet	$t_0 =$	20°
	à la base	$t_1 =$	21°
Degré hygrométuique	au sommet	$hg_0 =$	100
	à la base	$hg_1 =$	100

Coefficient de correction ...... $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1 (a + t_0)}{P_0 (a + t_1)}}{2} =$ 1,00

DÉSIGNATIONS	N° 534	N° 535	N° 536	N° 537	N° 538	N° 539	N° 540	N° 241	N° 542
Volume jaugé Q	23,987	24,070	24,176	24,220	24,275	24,339	24,382	24,507	24,648
Vitesse à la base du puits v	2,495	2,504	2,515	2,519	2,525	2,532	2,536	2,549	2,564
Coefficient de correction γ	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078	1,0078
Vitesse moyenne v_m	2,515	2,523	2,534	2,539	2,545	2,551	2,556	2,569	2,584
Perte de charge observée h	0,954	0,934	0,886	0,901	0,896	0,906	0,930	0,945	0,921
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	1,081	1,058	1,004	1,020	1,015	1,027	1,054	1,071	1,044
$\alpha =$	0,0008625	0,0008390	0,0007893	0,0007989	0,0007909	0,0007963	0,0008140	0,0008187	0,00078[illegible]

α moyen = 0,0008233.

Puits Neyron

Muraillé, humide, guidé avec des câbles, servant de retour d'air.

Données communes aux expériences (N° 543 *à* N° 556).

Hauteur du tronçon expérimenté	$L =$	353m,98
Diamètre du puits	$D =$	3m,50
Section brute	$\Sigma =$	9m2.6211
Section utile	$S =$	9m2,6183
Périmètre du puits	$p =$	11m,00
Périmètre frottant total	$P =$	11m,373
Densité de l'air, au sommet	$\delta_0 =$	1,18440
Densité de l'air, à la base	$\delta_1 =$	1,14138
Densité de l'air, moyenne	$\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} =$	1,1628
Pression barométrique, au sommet	$P_0 =$	720,5
Pression barométrique, à la base	$P_1 =$	750,5
Température, au sommet	$t_0 =$	18°
Température, à la base	$t_1 =$	19°
Degré hygrométrique, au sommet	$hg_0 =$	98
Degré hygrométrique, à la base	$hg_1 =$	100

Coefficient de correction ..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1 (a + t_0)}{P_0 (a + t_1)}}{2} =$ 1,019

DÉSIGNATIONS	N° 543	N° 544	N° 545	N° 546	N° 547	N° 548	N° 549	N° 550	N° 551	N° 552	N° 553	N° 554	N° 555	N° 556
Volume jaugé Q	11,635	11,975	12,088	12,115	12,179	12,338	12,429	12,493	12,497	12,610	12,610	12,633	12,701	12,701
Vitesse à la base du puits v	1,209	1,246	1,256	1,259	1,266	1,282	1,292	1,298	1,299	1,311	1,311	1,313	1,320	1,320
Coefficient de correction γ	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019	1,019
Vitesse moyenne v_m	1,232	1,269	1,280	1,285	1,290	1,307	1,316	1,323	1,324	1,336	1,336	1,338	1,345	1,345
Perte de charge observée h	0,865	0,871	0,816	0,839	0,880	0,860	0,826	0,883	0,887	0,875	0,892	0,893	0,856	0,880
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	0,980	0,987	0,925	0,946	0,997	0,976	0,936	1,006	1.005	0,991	1,010	1,012	0,970	0,997
$\alpha =$	0,0015902	0,0015094	0,0013906	0, 0014159	0,0014765	0,0014094	0,0013316	0,0014080	0,0014136	0,0013695	0,0013962	0,0013930	0,0013222	0,0013579
α moyen = 0,0014131.														

TABLEAU N° 47

Puits de la Manufacture

Avec colonne de caissons type A, muraillé, guidé avec des câbles.

Données communes aux expériences (N° 557 à N° 568)

Hauteur du tronçon expérimenté .... $L = 321^m,40$
Diamètre du puits .... $D = 3^m,50$
Section brute .... $\Sigma = 9^{m^2},6211$
Section utile .... $S = 8^{m^2},0433$
Périmètre du puits .... $p = 11^m,000$
Périmètre frottant total .... $P = 16^m,973$

Densité de l'air
- au sommet .... $\delta_0 = 1,1373$
- à la base .... $\delta_1 = 1,1817$
- moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1590$

Pression barométrique
- au sommet ... $P_0 = 722$
- à la base .... $P_1 = 752$

Température
- au sommet ... $t_0 = 16°5$
- à la base .... $t_1 = 20°5$

Degré hygrométrique
- au sommet ... $hg_0 = 95$
- à la base .... $hg_1 = 95$

Coefficient de correction ...... $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1 (a + t_0)}{P_0 (a + t_1)}}{2} = 1,0136$

DÉSIGNATIONS	N° 557	N° 558	N° 559	N° 560	N° 561	N° 562	N° 563	N° 564	N° 565	N° 566	N° 567	N° 568
Volume jaugé Q	19.123	19,493	19,796	19,796	19,897	19,998	20,099	20,099	20,308	20,369	20,369	20,369
Vitesse à la base du puits v	2,377	2,423	2,461	2,461	2,473	2,486	2,498	2,498	2,524	2,532	2,532	2,532
Coefficient de correction γ	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136	1,0136
Vitesse moyenne v_m	2,410	2,456	2,494	2,494	2,507	2,520	2,533	2,533	2,558	2,567	2,567	2,567
Perte de charge observée h	2,108	2,087	2,262	2,268	2,348	2,353	2,295	2,306	2,275	2,213	2,296	2,244
Rapport de majoration pour le gros flacon	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	2,388	2,364	2,563	2,570	2,660	2,666	2,600	2,613	2,578	2,507	2,601	2,543
α = ...	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]

TABLEAU N° 48

Fendue de Mars.

Muraillée, avec goyau latéral

Données communes aux expériences (N° 569 à N° 578).

Longueur du tronçon expérimenté .... $L = 266^m,55$
Section brute .... $\Sigma = 5^{m2},588$
Section moyenne utile du parcours .... $S = 5^{m2},852$
Périmètre moyen .... $P = 13^m,889$
Densité de l'air { au sommet .... $\delta_0 = 1,140$; à la base .... $\delta_1 = 1,147$; moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1435$ }

Pression barométrique ...... { au sommet ... $P_0 = 723$; à la base ..... $P_1 = 730$ }
Température .... { au sommet ... $t_0 = 19°$; à la base .... $t_1 = 20$ }
Degré hygrométrique .... { au sommet ... $hg_0 = 99$; à la base .... $hg_1 = 100$ }
Coefficient de correction ..... $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} = 1,003$

DÉSIGNATIONS	N° 569	N° 570	N° 571	N° 572	N° 573	N° 574	N° 575	N° 576	N° 577	N° 578
Volume jaugé Q	24,064	24,064	24,229	24,283	24,338	24,502	24,502	24,502	24,502	24,611
Vitesse à la base v	4,112	4,112	4,140	4,149	4,158	4,186	4,186	4,186	4,186	4,205
Coefficient de correction γ	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003
Vitesse moyenne v_m	4,124	4,124	4,152	4,162	4,171	4,199	4,199	4,199	4,199	4,218
perte de charge observée h	4,905	4,945	4,948	4,945	4,954	4,897	4,915	4,954	4,959	4,947
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
perte de charge rectifiée h_r	5,558	5,602	5,606	5,602	5,612	5,548	5,569	5,612	5,619	5,605
$\alpha =$	0,0005419	0,0005392	0,0005392	0,0005377	0,0005337	0,0005218	0,0005238	0,0005278	0,0005285	0,0005225

α moyen $= 0,0005323$.

TABLEAU N° 49

Puits Villiers

Muraillé, guidage type Briart (Entrée d'air).

Données communes aux expériences (N° 579 à N° 586).

Hauteur du tronçon expérimenté............. $L = 577^{m},66$
Diamètre du puits.......................... $D = 3^{m},500$
Section brute.............................. $\Sigma = 9^{m2},6211$
Section utile.............................. $S = 9^{m2},5503$
Périmètre du puits......................... $p = 11^{m},000$
Périmètre frottant total................... $P = 14^{m},304$

Densité de l'air
- au sommet................ $\delta_0 = 1,1426$
- à la base................ $\delta_1 = 1,1655$
- moyenne............ $\dfrac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1540$

Pression barométrique ...... au sommet .. $P_0 = 717$; à la base .... $P_1 = 768$
Température .... au sommet .. $t_0 = 17$; à la base .... $t_1 = 15,5$
Degré hygrométrique .... au sommet .. $hg_0 = 70$; à la base .... $hg_1 = 94$

Coefficient de correction..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} = 1,0303$

DÉSIGNATIONS	N° 579	N° 580	N° 581	N° 582	N° 583	N° 584	N° 585	N° 586
Volume jaugé Q	28,408	28,513	28,913	28,930	28,939	28,976	29,081	29,213
Vitesse à la base du puits v	2,974	2,985	3,027	3,029	3,030	3,034	3,045	3,058
Coefficient de correction γ	1,0303	1,0303	1,0303	1,0303	1,0303	1,0303	1,0303	1,0303
Vitesse moyenne v_m	3,065	3,076	3,119	3,121	3,122	3,126	3,137	3,151
Perte de charge observée h	9,443	8,778	10,140	8,893	9,446	9,433	9,230	10,020
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	10,625	9,945	11,488	10,075	10,702	10,687	10.457	11,352
[illegible]	0,0013682	0,0012629	0,0014188	0,0012428	0,0013193	0,0013415	0,0012766	0,0013736

Puits de la Pompe

Muraillé, guidage type Briart (Sortie d'air)

Données communes aux expériences (N° 587 à N° 596)

Hauteur du tronçon expérimenté .... $L = 447^m,80$
Diamètre du puits .... $D = 3^m,042$
Section brute .... $\Sigma = 7^{m^2},2679$
Section utile .... $S = 7^{m^2},2422$
Périmètre du puits .... $p = 9,550$
Périmètre frottant total .... $P = 12,468$
Densité de l'air au sommet .... $\delta_0 = 1,1270$
Densité de l'air à la base .... $\delta_1 = 1,1811$
Densité de l'air moyenne .... $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,1511$

Pression barométrique au sommet .. $P_0 = 723$
Pression barométrique à la base .... $P_1 = 763$
Température au sommet .. $t_0 = 22°$
Température à la base .... $t_1 = 24°$
Degré hygrométrique au sommet .. $hg^0 = 100$
Degré hygrométrique à la base .... $hg_0 = 100$

Coefficient de correction ..... $\gamma = \dfrac{1 + \dfrac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} = 1,0348$

DÉSIGNATIONS	N° 587	N° 588	N° 589	N° 590	N° 591	N° 592	N° 593	N° 594	N° 595	N° 596
Volume jaugé Q	31,078	31,151	31,247	31,372	31,435	31,706	31,767	31,804	31,812	32,147
Vitesse à la base du puits v	4,291	4,301	4,314	4,331	4,340	4,379	4,386	4,391	4,393	4,438
Coefficient de correction γ	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348	1,0348
Vitesse moyenne v_m	4,407	4,451	4,460	4,482	4,491	4,531	4,539	4,544	4,546	4,593
Perte de charge observée h	15,093	14,932	15,145	15,047	14,708	15,310	15,320	14,977	15,228	15,190
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	17,100	16,918	17,159	17,048	16,664	17,346	17,357	16,969	17,253	17,210
$\alpha =$	0,0011696	0,0011525	0,0011610	0,0011443	0,0011144	0,0011392	0,0011363	0,0011082	0,0011259	0,0011002
α moyen = 0,0011351.										

TABLEAU N° 51

Puits Saint-Louis

En partie nu, en partie muraillé, guidage en bois. (Entrée d'air.)

Perte de charge pour toute la hauteur du puits.

Données communes aux expériences (N° 597 à N° 603)

Hauteur du tronçon expérimenté { Hauteur nue . . . . . = 219m56 ; Hauteur muraillée. = 146m } L = 365m56

Diamètre moyen . . . . $D = 3^m,752$
Section moyenne brute. . . . . $\Sigma = 11^{m^2},050$
Section utile. . . . . $S = 10^{m^2},920$
Périmètre du puits. . . . . $p = 11^m,780$
Périmètre frottant total. . . . . $P = 15^m,110$

Densité de l'air:
- au sommet. . . . . $\delta_0 = 1,1838$
- à la base . . . . $\delta_1 = 1,2406$
- moyenne . . . . $\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} = 1,2122$

Pression barométrique. . . . . . . au sommet. . . $P_0 = 719$; à la base . . . . $P_1 = 757$

Température. . . . . au sommet. . . $t_0 = 8°$; à la base. . . . $t_1 = 10$

Degré hygrométrique. . . . . . . au sommet . . $hg_0 = 100$; à la base. . . . $hg_1 = 100$

Coefficient de correction . . . . . $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} = 1,0264$

DÉSIGNATIONS	N° 597	N° 598	N° 599	N° 600	N° 601	N° 602	N° 603
Volume jaugé Q	21,165	21,714	22,700	23,107	23,121	23,179	23,328
Vitesse à la base du puits v	1,938	1,988	2,078	2,116	2,117	2,122	2,136
Coefficient de correction γ	1,0264	1,0264	1,0264	1,0264	1,0264	1,0264	1,0264
Vitesse moyenne v_m	1,994	2,041	2,133	2,171	2,173	2,178	2,192
Perte de charge observée h	2,201	2,284	2,499	2,744	2,730	2,688	2,643
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
Perte de charge rectifiée h_r	2,495	2,588	2,832	3,109	3,093	3,046	2,995
α =							

TABLEAU N° 52

Puits Saint-Louis (Tronçon supérieur).

En partie nu, en partie muraillé, guidage en bois (Entrée d'air).

Données communes aux expériences (N° 604 à N° 609).

Longueur muraillée		50^m
Longueur nue		146^m
Hauteur du tronçon experimenté	$L =$	196^m
Diamètre moyen du puits	$D =$	3^m,918
Section moyenne brute	$\Sigma =$	12^m²,050
Section utile	$S =$	11^m²,921
Périmètre du puits	$p =$	12,310
Périmètre frottant total	$P =$	15,64
Densité de l'air — au sommet	$\delta_0 =$	1,1838
Densité de l'air — à la base	$\delta_1 =$	1,2125
Densité de l'air — moyenne	$\frac{\delta_0 + \delta_1}{2} =$	1,1921

Pression barométrique — au sommet	$P_0 =$	719
Pression barométrique — à la base	$P_1 =$	742
Température — au sommet	$t_0 =$	8°
Température — à la base	$t_1 =$	10°
Degré hygrométrique — au sommet	$hg_0 =$	100
Degré hygrométrique — à la base	$hg_1 =$	100

Coefficient de correction ..... $\gamma = \frac{1 + \frac{P_1(a+t_0)}{P_0(a+t_1)}}{2} =$ 1,0123

DÉSIGNATIONS	N° 604	N° 605	N° 606	N° 607	N° 608	N° 609
Volume jaugé Q	22,320	22,479	22,704	22,770	23,169	23,327
Vitesse à la base du puits v	1,872	1,885	1,904	1,910	1,943	1,956
Coefficient de correction γ	1.0123	1,0123	1,0123	1,0123	1,0123	1,0123
Vitesse moyenne v_m	1.895	1,908	1,927	1,933	1,967	1,980
perte de charge observée h	1,612	1,496	1,487	1,609	1,551	1,628
Rapport de majoration pour le gros flacon K	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133	1,133
perte de charge rectifiée h_r	1,827	1,695	1,685	1,823	1,758	1,845
$\alpha =$	0,0019718	0,0018036	0,0017576	0,0018905	0,0017609	0,0018231

α moyen = 0,0018346.

Graduation des anémomètres

Expériences du 2 Juin 1897

Diamètre du manège.......	4m,000	Pression barométrique.....	718
Longueur d'un tour.......	12m,566	Hygromètre..............	60°
Température..	19°	Poids du mètre cube d'air..	1,06

ANÉMOMÈTRES	NUMÉROS D'ORDRE	OBSERVATIONS			DÉDUCTIONS			VÉRIFICATIONS	
		Durée	Tours du manège	Tours de l'anémomètre	Espaces parcourus	Tours de l'anémomètre par seconde	Vitesses par seconde	Vitesses calculées par la formule	Différences
A	1	2′	7	74	87m,962	0,616	0m,733	0m,697	— 0,036
	2	2′ 4″	11	126	138,226	1,016	1,114	1,101	— 0,013
	3	2′ 2″	12	136	150,792	1,114	1,236	1,200	— 0,036
	4	2′ 3″	22	266	276,452	2,162	2,247	2,258	+ 0,011
	5	2′ 9″	28	338	351,848	2,620	2,727	2,721	— 0,006
	6	2′ 8″	39	472	490,074	3,687	3,828	3,798	— 0,030
	7	2′ 7″	44	538	552,904	4,237	4,353	4,354	+ 0,001
	8	2′ 4″	50	609	628,300	4,911	5,066	5,035	— 0,031
	9	2′ 4″	62	769	779,092	6,201	6,283	6,338	+ 0,055
	10	2′ 9″	72	886	904,752	6,868	7,013	7,011	— 0,002
	11	2′ 2″	81	1012	1017,846	8,295	8,343	8,452	+ 0,109
	Formule .... $v = 0{,}075 + 1{,}01\,n$.								
B	1	135″	4	34	50,264	0,251	0,372	0,358	— 0,014
	2	137″	6	61	75,396	0,445	0,550	0,550	000
	3	118″	8	89	100,528	0,754	,851	0,856	+ 0,005
	4	122″	14	163	175,924	1,336	1,442	1,432	— 0,010
	5	129″	18	214	226,188	1,659	1,753	1,752	— 0,00[illegible]
	6	118″	27	332	339,282	2,813	2,875	2,894	+ 0,01[illegible]
	7	119″	38	468	477,508	3,932	4,012	4,002	— 0,01[illegible]
	8	119″	48	593	603,168	4,983	5,068	5,043	— 0,02[illegible]
	9	129″	67	837	841,922	6,489	6.526	6,534	+ 0,00[illegible]
	10	123″	75	943	942.450	7,666	7,662	7,699	+ 0,03[illegible]
	Formule .... $v = 0{,}11 + 0{,}990\,n$.								

TABLE DES MATIÈRES

CHAPITRE III

Perte de charge dans les canalisations curvilignes.

CHAPITRE IV

Résumé et conclusions.

TITRE II

Résistance engendrée par les guichets.

CHAPITRE I

TITRE III

De l'utilisation des ajutages convergents-divergents

TITRE IV

Recherches expérimentales sur la perte de charge due au mouvement de l'air dans les puits de mine.

CHAPITRE I

Méthode générale d'expérimentation.

CHAPITRE II

De l'influence sur la perte de charge de la chute d'un poids d'eau connu, tombant d'une hauteur déterminée sur une masse d'air animée d'un mouvement ascendant ou descendant.

CHAPITRE III

De la valeur du coefficient α, caractéristique de la résistance au mouvement de l'air pour les différents types de puits de mine.

Annexe.

DEUXIÈME PARTIE

Exécution de traçages d'un long développement creusés en couches grisouteuses et aérés à l'aide de canalisations de grande section.

CHAPITPE I

Conditions générales auxquelles doit satisfaire la ventilation des travaux d'aménagement.

CHAPITRE II

Description d'un percement de 640 mètres de longueur effectué dans la 13e couche du puits Villiers de la concession des Houillères de Saint-Etienne.

CHAPITRE III

Description d'un percement de 540 mètres de longueur dans la 11e couche du puits du Treuil.

CHAPITRE IV

Traçages exécutés dans la 13e couche du puits Saint-Louis en vue de la préparation de l'exploitation de l'aval-pendage.

